CONTRACT SERIAL NO. 79182-01-SQ
CONTRACTOR: L'ASSOCIATION DES MINES DE METAUX DU QUEBEC. INC.
CONTRACT DSS REQ'N NO. 23440-7-9182
(L'association des mines de métaux du Québec. Inc.)

MARCEL LAFLAMME

OPTIMISATION DE CERTAINS FACTEURS DE PRODUCTION EN EXPLOITATION MINIERE SOUTERRAINE

Thèse
présentée
à l'Ecole des gradués
de l'Université Laval
pour l'obtention
du grade de Philosophiae Doctor (Ph.D.)

FACULTE DES SCIENCES ET DE GENIE
UNIVERSITE LAVAL
QUEBEC

DECEMBRE 1989

183 pp

© droits réservés 1989

MICROMEDIA

RESUME

L'utilisation de variables quantifiables relevées dans trois mines souterraines du Québec a permis d'élaborer des modèles d'estimation de la production à l'aide de trois outils informatiques: base de système expert, réseaux de neurones et analyses de régression multiple. Entre autres, les résultats des analyses de régression multiple de deux mines ont permis d'utiliser les modèles d'estimation de la production obtenus en combinaison avec une série de contraintes minières propres à chaque mine et des logiciels informatiques, afin d'optimiser la sélection des valeurs des variables quantitatives dans le but de minimiser les coûts unitaires de production sur les variables en question. Par la suite, une étude de sensibilité portant sur ces résultats a révélé certaines avenues de connaissances et d'améliorations possibles au niveau de la planification et des opérations minières souterraines.

Marcel Laflamme

Marcel Laflamme

Jean-Luc Collins

Jean-Luc Collins

RESUME

Une série d'informations quantifiables ayant trait à la production en chantiers dans trois mines souterraines du Québec font l'objet d'une étude d'optimisation dans le but de minimiser les coûts unitaires de production en chantier pour certains cas.

La recherche bibliographique démontre l'originalité du travail accompli, soit la caractérisation de paramètres décisionnels par l'utilisation de variables reliées directement à la production. En effet, jusqu'ici les travaux ont porté sur la simulation informatique pour connaître les interactions entre les tâches et les équipements et sur la planification de la production.

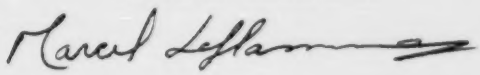
Trois outils informatiques se trouvent à la base de ce travail: base de système expert (ID3), réseaux de neurones (NEUROSHELL) et analyses de régression multiple (SPSS version X et REG). Les deux premiers outils démontrent leur efficacité, particulièrement les réseaux de neurones, au niveau de l'estimation de la production. Il en est de même du modèle obtenu par régression multiple pour la première mine. Par contre, l'ensemble des modèles créés pour cette première mine sont davantage liés à la simulation qu'à une prise de décision optimale pour minimiser les coûts unitaires de production.

L'application de l'analyse de régression multiple pour les deux autres mines a permis d'obtenir des modèles d'estimation de la production dont les variables indépendantes pouvaient être associées à des coûts unitaires. Ces modèles d'estimation servent ainsi à optimiser la sélection des valeurs des variables incluses

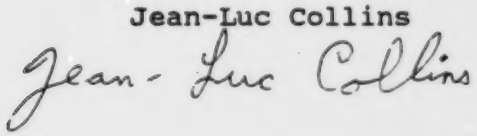
dans les modèles afin d'en minimiser les coûts unitaires de production, en se référant à une série de contraintes logiques de production de chaque mine et à des logiciels informatiques.

Enfin, une étude de sensibilité est menée sur l'ensemble des résultats à travers les logiciels informatiques afin de cerner l'influence de chaque variable analysée. Ces résultats révèlent certaines avenues de connaissances et d'améliorations possibles au niveau de la planification et des opérations minières souterraines.

Marcel Laflamme



Jean-Luc Collins



AVANT-PROPOS

Je veux remercier chacune des sociétés minières ayant collaboré à l'élaboration de ce projet de recherche et facilité la cueillette des données.

Je veux également remercier toutes les personnes qui ont participé à la réalisation de cette étude, en particulier :
- mon directeur de thèse, M. J.L. Collins, professeur au Département de mines et métallurgie de l'Université Laval, pour ses conseils et son appui depuis le début de ce travail;
- Dr. N.R. Billette, chercheur scientifique aux Laboratoires de recherche minière de CANMET, pour ses avis judicieux;
- Dr. C. Drouin, directeur général de l'A.M.Q., pour son appui continu et pour m'avoir facilité l'accès à la documentation requise;
M. C. Bourgoin, professeur au Département de mines et métallurgie de l'Université Laval, pour ses conseils et ses encouragements;
H. Légaré, secrétaire, pour avoir entré minutieusement ce travail sur traitement de texte.

Je veux finalement remercier mon épouse, France, pour ses encouragements continus et sa compréhension durant toutes ces années requises à l'élaboration de cette thèse.

TABLE DES MATIERES

Page

AVANT-PROPOS..... v
TABLE DES MATIERES..... vi
LISTE DES TABLEAUX..... x
LISTE DES FIGURES..... xii
INTRODUCTION..... 1

1.0 ETUDE BIBLIOGRAPHIQUE..... 4

1.1 Simulation de la production par ordinateur..... 4

1.2 Planification de la production par ordinateur..... 5

1.3 Analyse de régression multiple..... 6

2.0 BASE DU TRAVAIL ET DES DONNEES..... 9

2.1 Présentation sommaire des mines participantes..... 9

2.1.1 Mine A 9

2.1.2 Mine B..... 10

2.1.3 Mine C..... 10

2.2 Liste des données d'information..... 11

2.2.1 Mine A..... 11

2.2.2 Mine B..... 12

2.2.3 Mine C..... 13

Page

2.3 Outils informatiques appliqués à ces données..... 14

2.3.1 Analyse de régression multiple..... 14

2.3.2 Création d'une base de connaissances (ID3 et système expert)..... 21

2.3.2.1 Obtention des règles de connaissances (ID3)..... 21

2.3.2.2 Système expert (Micro-Expert)..... 27

2.3.2.3 Régression multiple vs système expert..... 32

2.3.3 Réseaux de neurones..... 35

2.3.3.1 Concepts généraux..... 35

2.3.3.2 Application particulière..... 35

3.0 SELECTION OPTIMALE DE QUANTITES D'EXPLOSIF BASEE SUR DES CONTRAINTES DE PRODUCTION ET LE RESULTAT DE L'ANALYSE DE REGRESSION MULTIPLE DE LA MINE B 44

3.1 Analyses portant sur 2 variables à la fois. 44

3.2 Logiciel d'optimisation pour la mine B..... 50

3.2.1 Maximisation de la production mensuelle..... 52

3.2.2 Minimisation des coûts mensuels..... 53

3.2.3 Minimisation des coûts d'explosif par tonne de roche..... 54

3.2.4 Discussion des résultats..... 56

Page

3.2.5 Etude de sensibilité sur le pourcentage moyen d'eau dans l'ensemble des trous de forage..... 56

3.3 Considérations globales..... 65

4.0 SELECTION OPTIMALE DE FACTEURS DE PRODUCTION BASEE SUR LES CARACTERISTIQUES PHYSIQUES DU GISEMENT, DES CONTRAINTES DE PRODUCTION ET LE RESULTAT DE L'ANALYSE DE REGRESSION MULTIPLE DE LA MINE C..... 67

4.1 Approche utilisée pour la mine C..... 67

4.2 Méthode d'abattage par coupes et remblai à la mine C..... 68

4.3 Logiciel d'optimisation pour la mine C..... 72

4.4 Etude de sensibilité portant sur les coûts par tonne en fonction des dimensions des chantiers (longueur, largeur, pendage)..... 75

4.4.1 Coûts par tonne vs longueur des chantiers..... 76

4.4.2 Coûts par tonne vs vie des chantiers.. 77

4.4.3 Coûts par tonne vs variables quantitatives expliquant la production..... 78

4.4.4 Nombre de tonnes cassées vs coût par tonne..... 79

4.5 Considérations globales..... 80

CONCLUSION..... 81

BIBLIOGRAPHIE..... 84

Page

ANNEXE A : Logiciel de régression multiple..... 90

ANNEXE B : Fichier utilisé pour traitement avec INDUCE..... 118

ANNEXE C : Règles de jugement obtenues avec INDUCE.. 120

ANNEXE D : Résultats de la vérification des règles de jugement à partir du fichier de base en utilisant l'équation de régression.... 125

ANNEXE E : Contrainte des trous mouillés de la mine B..... 127

ANNEXE F : Logiciel d'optimisation pour la mine B... 130

ANNEXE G : Logiciel d'optimisation pour la mine C... 136

ANNEXE H : Figures portant sur l'étude de sensibilité des coûts par tonne en fonction de la géométrie des chantiers pour la mine C..... 141

LISTE DES TABLEAUX

		Page
Tableau 2.1	Résultats des analyses de régression multiple pour les mines A, B et C pour l'estimation de la production....	19
Tableau 2.2	Modèle d'estimation de la production pour la méthode par chambres et piliers à partir d'un échantillon de 116 observations.....	23
Tableau 2.3	Intervalle des valeurs attribuées aux données (3 et 5 écarts).....	24
Tableau 2.4	Valeurs quantitatives attribuées aux variables pour vérification des règles de jugement par rapport à l'analyse de régression multiple.....	27
Tableau 2.5	Points forts et faibles de l'analyse de régression multiple.....	33
Tableau 2.6	Points forts et faibles du système expert.....	34
Tableau 2.7	Exemple des informations telles que fournies au logiciel NEUROSHELL pour apprentissage pour la méthode par chambres et piliers de la mine A.....	37
Tableau 2.8	Exemple d'un résultat d'estimation obtenu avec NEUROSHELL - Essai I - Méthode par chambres et piliers de la mine A	38
Tableau 2.9	Exemple d'un résultat d'estimation obtenu avec NEUROSHELL - Essai II - Méthode par chambres et piliers de la mine A.....	39

Page

Tableau 2.10 Exemple d'un résultat d'estimation obtenu avec NEUROSHEL - Essai III - Méthode par chambres et piliers de la mine A..... 40

Tableau 2.11 Comparaison entre les valeurs observées et les valeurs estimées, pour chaque modèle d'estimation du nombre de tonnes cassées pour la méthode d'abattage par chambres et piliers de la mine A..... 42

Tableau 3.1 Sommaire des résultats pour les trois cas d'optimisation 57

LISTE DES FIGURES

Page

Fig. 3.1 Livres d'explosif par tonne cassée vs période mensuelle du relevé..... 45

Fig. 3.2 Pourcentage d'explosif vs période mensuelle du relevé..... 47

Fig. 3.3 Tonnes cassées vs le coût d'explosif par tonne..... 48

Fig. 3.4 Pourcentage d'explosif vs le coût d'explosif par tonne..... 49

Fig. 3.5 Coût des explosifs par tonne vs le pourcentage moyen d'eau dans les trous..... 59

Fig. 3.6 Facteur poudre vs le pourcentage moyen d'eau dans les trous..... 60

Fig. 3.7 Coût des explosifs par tonne vs le facteur poudre..... 62

Fig. 3.8 Tonnes cassées vs le coût d'explosif par tonne (cas 1)..... 63

Fig. 3.9 Tonnes cassées vs le coût d'explosif par tonne (cas 3)..... 64

Fig. 4.1 Illustration de la méthode d'abattage par coupes et remblai à la mine C..... 69

Fig. 4.2 Schéma de la méthode d'abattage par coupes et remblai à la mine C..... 70

Fig. 4.3 Schéma de la partie stérile pour la méthode d'abattage par coupes et remblai à la mine C..... 71

Page

Fig. H.1 Coûts par tonne vs longueur des chantiers (largeur: 8 mètres)..... 142

Fig. H.2 Coûts par tonne vs longueur des chantiers (largeur: 9 mètres)..... 143

Fig. H.3 Coûts par tonne vs longueur des chantiers (largeur: 10 mètres)..... 144

Fig. H.4 Coûts par tonne vs longueur des chantiers (largeur: 11 mètres)..... 145

Fig. H.5 Coûts par tonne vs longueur des chantiers (largeur: 12 mètres)..... 146

Fig. H.6 Coûts par tonne vs longueur des chantiers (largeur: 13 mètres)..... 147

Fig. H.7 Coûts par tonne vs longueur des chantiers (largeur: 14 mètres)..... 148

Fig. H.8 Coûts par tonne vs longueur des chantiers (largeur: 15 mètres)..... 149

Fig. H.9 Coûts par tonne vs vie des chantiers (pendage: 15 degrés)..... 150

Fig. H.10 Coûts par tonne vs vie des chantiers (pendage: 30 degrés)..... 151

Fig. H.11 Coûts par tonne vs vie des chantiers (pendage: 45 degrés)..... 152

Fig. H.12 Coûts par tonne vs quantité d'explosif (pendage: 15 degrés)..... 153

Page

Fig. H.13 Coûts par tonne vs quantité d'explosif (pendage: 30 degrés)..... 154

Fig. H.14 Coûts par tonne vs quantité d'explosif (pendage: 45 degrés)..... 155

Fig. H.15 Coûts par tonne vs nombre de boulons (pendage: 15 degrés)..... 156

Fig. H.16 Coûts par tonne vs nombre de boulons (pendage: 30 degrés)..... 157

Fig. H.17 Coûts par tonne vs nombre de boulons (pendage: 45 degrés)..... 158

Fig. H.18 Coûts par tonne vs nombre de barres (pendage: 15 degrés)..... 159

Fig. H.19 Coûts par tonne vs nombre de barres (pendage: 30 degrés)..... 160

Fig. H.20 Coûts par tonne vs nombre de barres (pendage: 45 degrés)..... 161

Fig. H.21 Coûts par tonne vs surface de grillage (pendage: 15 degrés)..... 162

Fig. H.22 Coûts par tonne vs surface de grillage (pendage: 30 degrés)..... 163

Fig. H.23 Coûts par tonne vs surface de grillage (pendage: 45 degrés)..... 164

Fig. H.24 Tonnes cassées vs coût par tonne (pendage: 15 degrés)..... 165

Page

Fig. H.25 Tonnes cassées vs coût par tonne (pendage: 30 degrés)..... 166

Fig. H.26 Tonnes cassées vs coût par tonne (pendage: 45 degrés)..... 167

INTRODUCTION

Une étude visant à évaluer l'influence de diverses variables quantifiables, dont la prime au rendement, sur la productivité minière souterraine en chantiers (1) constitue le point de départ de cette thèse. L'originalité de ce travail provient de l'utilisation d'informations recueillies dans trois mines du Québec comme base à l'élaboration de modèles d'estimation de la production. Par la suite, ceux-ci servent à tenter d'optimiser la sélection des variables pouvant expliquer le niveau de productivité, dans le but de minimiser les coûts unitaires de production, en se basant sur une série de contraintes spécifiques à l'industrie minière. Ce genre d'études est essentiel pour que l'industrie minière québécoise demeure compétitive au niveau mondial.

A noter que les mines ci-après discutées sont codifiées A, B et C, afin de conserver le caractère confidentiel des informations recueillies, tel que demandé par les sociétés minières.

Le premier chapitre présente une étude bibliographique qui vise à démontrer l'originalité et le caractère personnel de la présente démarche.

Le chapitre suivant sert à établir les bases du travail accompli. On y retrouve un sommaire des trois mines participantes, suivi d'une liste des informations utilisées pour chaque mine, puis d'une présentation de trois outils informatiques appliqués à ces données, soit :

i) analyse de régression multiple (SPSS version X et REG);
ii) création d'une base de connaissances (ID3 et système expert);
iii) réseaux de neurones (NEUROSHELL).

A noter que certains résultats découlant de l'utilisation de ces logiciels sont en anglais, dû aux moteurs d'inférence de ceux-ci qui obligeaient l'utilisation de cette langue.

Ces trois outils informatiques sont appliqués à la mine A en présentant les avantages et les inconvénients de chacun. En bref, il ressortira que les deux dernières approches sont relativement valables pour de l'estimation de production, mais la nature des résultats fait en sorte que ces derniers sont inutilisables pour atteindre le but visé de cette thèse, soit la sélection optimale des variables pouvant expliquer la productivité, afin de minimiser les coûts unitaires de production. Egalement, l'obtention de modèles d'estimation par analyse de régression multiple,contenant des variables indépendantes dont les coûts unitaires sont non quantifiables, rend irréalisable le travail d'optimisation (mine A).

Les résultats des analyses de régression multiple portant sur les mines B et C permettent un tel travail et font l'objet des deux chapitres suivants. Ces derniers présentent les modèles d'estimation obtenus par régression multiple, les contraintes particulières de production de chaque mine, les résultats obtenus des logiciels d'optimisation, suivis d'une étude de sensibilité. A noter qu'un listage de ces logiciels d'optimisation se retrouve aux annexes F et G, en plus du listage d'un logiciel de régression multiple (REG) développé pour les besoins d'applications particulières à l'industrie

minière, lequel est accompagné du mode d'utilisation (annexe A). Il est à noter que les informations recueillies aux mines A et B sont en unités du système impérial, alors que celles de la mine C sont du système international (SI).

Finalement, la conclusion met en relief les principaux points dégagés de l'étude, ainsi qu'une série de recommandations concernant des avenues ultérieures de recherche dans le secteur.

CHAPITRE I

ETUDE BIBLIOGRAPHIQUE

Ce chapitre a pour but de démontrer l'originalité de cette thèse et d'établir qu'aucune recherche n'a été effectuée antérieurement dans ce domaine précis. Cette thèse présente une approche sur la caractérisation de paramètres décisionnels par l'utilisation de plusieurs variables de production dans les chantiers d'abattage en souterrain. Les travaux cités ci-après font plutôt appel à la simulation des interactions dans la mine et à la planification de la production.

1.1 Simulation de la production par ordinateur

Il existe plusieurs applications de simulation de la production par ordinateur dans la littérature. Ces systèmes se basent généralement sur les caractéristiques physiques des équipements et/ou des études de temps et mouvements. Cette approche a été utilisée par Gignac (2) dans la création d'un simulateur hybride, qui comprend des caractéristiques des simulateurs déterministiques (caractéristiques physiques des équipements et des lieux d'utilisation) et des simulateurs stochastiques (études de temps). Ceci permet de normaliser les temps de roulage en se basant sur la relation entre les temps de transport mesurés et les valeurs calculées. La validation d'un tel modèle requiert des études de temps et mouvements dans un système déjà en opération ou similaire à celui à simuler. Il est possible d'utiliser ce logiciel pour

montrer l'effet de changements à l'intérieur d'un système. Par contre, la solution retenue parmi une série d'essais peut se rapprocher d'un optimum, mais n'est pas nécessairement optimale.

Dans le même ordre d'idée, Steiker (3) a créé un logiciel de simulation permettant d'étudier diverses possibilités et configurations reliées à un système de transport sur rails (plan du trajet, système de déchargement au concasseur, procédures de répartition, taille de la flotte,...).

En résumé, ces simulateurs permettent l'analyse rapide de diverses solutions potentielles à un problème posé. Ils permettent également, par essais et erreurs, de se rapprocher du meilleur résultat possible, mais sans pour autant atteindre la solution optimale.

1.2 Planification de la production par ordinateur

Divers systèmes de planification de la production par ordinateur ont été développés, dans le but d'optimiser les grandes étapes d'organisation et de prises de décision de l'exploitation des mines, sans entrer dans les détails des travaux journaliers. Cette approche de la planification de l'exploitation dans le temps (court, moyen ou long terme) peut servir à optimiser la valeur présente des profits de la mine pour la durée de sa vie.

C'est cette approche qui est employée par Gershon (4). Celui-ci utilise la programmation linéaire pour la planification minière dans 5 domaines différents, soit : généralités du problème, formulation du modèle, aspects informatiques, ainsi que les facteurs à court et long terme de la production. Il en est de même du modèle de programmation linéaire de Wilke (5) pour la cédulation de la production d'une mine souterraine. Le but du modèle est de minimiser les coûts

d'extraction par poste de travail, en se basant sur une série de contraintes (conditions et exigences) de production (tonnage et équipement disponible) et les coûts de chacune des opérations réalisées pour la méthode par chambres et piliers (forage, nettoyage, sautage, boulonnage, écaillage, construction de voies d'accès,...). Ce modèle utilise, en somme, les disponibilités physiques établies à l'entreprise et ne tient pas compte des possibilités de réaménagement des disponibilités à la mine, pour les équipements, ce qui pourrait potentiellement permettre de diminuer les coûts par poste. Dans l'article publié par Fytas (6), celui-ci présente un modèle informatique permettant de choisir la meilleure alternative de planification au point de vue des revenus et des conditions particulières d'exploitation. Le modèle introduit une combinaison de simulation pour une cédule de production à long terme et de programmation linéaire pour une cédule à court terme.

En somme, les articles ayant trait à la planification de la production par ordinateur ne réfèrent généralement pas aux tâches spécifiques. Seul l'article de Wilke (5) se rapproche quelque peu du sujet de cette thèse, soit l'optimisation de certains facteurs dans le but de minimiser les coûts par poste de travail. Cependant, cet article ne recourt pas à une banque de données concrètes provenant de l'industrie minière, ce qui ne permet pas d'agir sur les tâches critiques au niveau économique.

1.3 Analyse de régression multiple

L'originalité de cette thèse consiste à utiliser l'analyse de régression multiple pour créer, dans un premier temps, des modèles d'estimation de la production et, en second lieu, employer ces modèles afin de minimiser les coûts par tonne sur ces variables explicatives de la production et ce, en se basant sur une série de contraintes réalistes en provenance de l'industrie minière.

Les articles, dont il sera fait mention ci-après, ne portent que sur la première étape de ce travail, soit l'obtention des modèles de régression.

La publication de Manula (7) vise à développer une méthode pour évaluer les relations existant entre les diverses conditions physiques d'opération, ce qui permettrait de déterminer l'impact des modifications opérationnelles proposées. L'utilisation de données empiriques (conditions de terrain, type de terrain, type de boulons, dureté du roc,...) recueillies de mines souterraines et d'un logiciel de régression multiple ont permis de développer un modèle mathématique permettant d'estimer le niveau de production selon les conditions d'opération, que ce soit pour une nouvelle mine ou une mine en expansion.

La publication de Grayson (8) présente sensiblement la même approche. Le modèle d'estimation créé inclut des variables telles que le type d'exploitation, les conditions de terrain (murs et toits), la hauteur des chantiers et autres facteurs qui influencent directement la productivité minière. Ces variables sont du type empirique, sur lesquelles aucun contrôle n'est possible.

En fait, ces deux premiers articles présentent des modèles permettant d'estimer des niveaux de production espérés pour de nouvelles exploitations souterraines, mais n'autorisent pas de faire varier ces facteurs pour faire de l'optimisation basée sur les variables liées à la production.

Quant à Griffin (9), il utilise l'analyse de régression multiple pour créer des modèles d'estimation de la prime au rendement pour divers contrats de production, en se basant sur des informations connues. Cet outil de travail pourrait peut-être servir à améliorer les systèmes existants, mais ne

permettrait pas d'optimiser l'octroi de la prime au rendement pour chacun des facteurs inclus dans son calcul.

En somme, cette étude bibliographique démontre qu'aucune recherche n'a été effectuée précisément sur le sujet de cette thèse, soit la sélection optimale de certains paramètres décisionnels par l'utilisation consécutive de l'analyse de régression multiple, de contraintes réalistes de production et d'un logiciel d'optimisation.

CHAPITRE II

BASE DU TRAVAIL ET DES DONNEES

2.1 Présentation sommaire des mines participantes

Les trois sous-sections suivantes décrivent sommairement les 3 mines ayant fait l'objet de travaux dans le cadre de cette thèse.

2.1.1 Mine A

La mine A, située dans la région de Val d'Or en Abitibi, présente un gisement d'or de type filonien. Environ 50 chantiers sont en production sur une base régulière dont environ 30 sont filoniens (puissance inférieure à 2 mètres). La production mensuelle d'environ 27 000 tonnes métriques de minerai nécessite 264 travailleurs en souterrain dont 121 sont directement affectés aux chantiers de production.

Deux méthodes d'abattage permettent l'obtention de près de 95% de la production mensuelle du minerai, soit la méthode par chambres remblayées (50%) et la méthode par chambres et piliers (45%). Cette mine utilise des équipements d'exploitation conventionnels tels les foreuses à patte réglable, les foreuses à patte fixe, les racloirs à air comprimé et les autochargeuses (cavos) sur pneumatiques.

2.1.2 Mine B

La mine B, sise dans la région Chapais-Chibougamau-Lac St-Jean, constitue le second producteur mondial de pyrochlore. Son gisement, de forme annulaire quasi- circulaire, couvre une superficie d'environ 25 kilomètres carrés et possède un pendage moyen de 70 degrés. La zone actuellement en exploitation couvre une superficie de 800 mètres par 250 mètres. La production journalière de 3100 tonnes métriques est obtenue avec 60 travailleurs oeuvrant en souterrain.

La dimension du gisement permet l'utilisation d'une méthode d'abattage en vrac du minerai, soit par chantiers ouverts et piliers (4,6 à 24,5 mètres x 60 mètres x 90 mètres), et l'utilisation d'équipements hautement mécanisés (foreuses de type jumbo pneumatique à 2 flèches, chargeuses de 4,6 mètres cubes et camions de 24 tonnes métriques).

2.1.3 Mine C

Cette mine, située en Abitibi dans la région de Val d'Or, présente un gisement d'or dont l'inclinaison est relativement faible et dont les dimensions varient de quelques mètres à 40 mètres de largeur par 250 mètres de longueur. La production journalière de 1700 tonnes métriques est réalisée par une équipe de 85 travailleurs en souterrain, dont environ 50 font partie de l'équipe de production et de développement.

Trois méthodes d'abattage du minerai sont utilisées à cette mine, soit :

- coupes et remblai en chambres et piliers (40%) : 15 mètres de largeur et coupes de 4 mètres de hauteur
- récupération des piliers par longs trous (35%) : 10 mètres de largeur
- chantiers ouverts à longs trous avec remblai consolidé (25%), dans une zone à pendage plus abrupt

On observe un haut niveau de mécanisation à cette mine : foreuses de type jumbo hydraulique-électrique à 1 ou 2 flèches, foreuses à longs trous de type hydraulique-électrique (ϕ = 51mm), une foreuse à marteau plongeur (ϕ = 165mm), chargeuses de 1,5, 3,8 et 4,6 mètres cubes et camions de 24 tonnes métriques.

2.2 Liste des données d'information

Les trois sous-sections suivantes servent à indiquer la liste des données d'information recueillies aux trois mines participantes pour l'élaboration de cette thèse et qui sont utilisées d'une façon ou d'une autre avec les outils informatiques de la section suivante.

2.2.1 Mine A

Données d'information mensuelles concernant chaque chantier de production :

- Numéro du chantier
- Période concernée (mois 1 à 24 pour 1980-81)
- Méthode d'abattage utilisée dans ce chantier
- Profondeur du chantier par rapport à la surface
- Distance séparant le chantier et le puits
- Largeur moyenne du chantier
- Numéro du puits utilisé pour l'accès au chantier
- Chantier en préparation (1) ou en production (0)
- Mauvaises (1) ou bonnes (0) conditions de terrain
- Nombre de mineurs affectés au chantier
- Nombre total d'hommes-postes réalisés dans le chantier
- Nombre de pieds forés pour la production
- Nombre de boulons de 5 pieds installés

- Nombre de boulons de 8 pieds installés
- Nombre de tonnes cassées
- Nombre de tonnes raclées
- Nombre de poteaux (étançons) installés
- Nombre de pieds d'avance du sous-niveau
- Nombre de pieds de passage d'hommes installés
- Nombre de pieds de chute à minerai installés
- Nombre de pieds de boisage installés
- Nombre de pieds carrés de palissade installés
- Nombre de livres d'explosif utilisé
- Boni total des travailleurs en chantiers
- Type d'équipement utilisé pour le forage
- Age du chantier
- Compilation des hommes-postes affectés au forage de production comme tel sans tenir compte des autres travaux de chantier.

2.2.2 Mine B

Données d'information mensuelles concernant l'utilisation des explosifs pour les sautages en chantier :

- Période concernée (mois 1 à 24 pour 1980-1981)
- Nombre de livres d'explosif ANFO
- Nombre de livres d'explosif TOVEX
- Nombre de livres de CORDETS
- Nombre de livres de bâtons d'explosif de 1 1/4" x 8"
- Nombre total de livres d'explosif pour le mois
- Nombre de tonnes sautées pour le mois
- Facteur d'explosif, en livres par tonne, pour le mois
- Pourcentage de ANFO utilisé
- Pourcentage de TOVEX utilisé
- Coût mensuel d'explosif par tonne sautée

2.2.3 Mine C

Données d'information mensuelles concernant les chantiers de production :

- Numéro du chantier
- Période concernée
- Méthode d'abattage utilisée dans ce chantier
- Profondeur du chantier par rapport à la surface
- Distance séparant le chantier et le puits
- Largeur moyenne du chantier
- Longueur moyenne du chantier
- Nombre de mètres de forage de production réalisés
- Nombre de tonnes de minerai cassées
- Nombre de tonnes de stérile cassées
- Nombre de tonnes de minerai transportées
- Nombre de tonnes de minerai laissées sur place
- Nombre de livres d'explosif
- Coût des explosifs
- Coût total du soutènement
- Nombre de barres d'armature installées
- Nombre de boulons d'ancrage installés
- Nombre de boulons d'ancrage avec grillage installés
- Coût total du boisage (soutènement)
- Nombre de mètres de tuyaux installés
- Coût total pour les tuyaux
- Coût total de forage

- Age du chantier
- Nombre de mètres de forage réalisés pour le soutènement
- Nombre de mètres de câbles d'ancrage installés
- Coût pour le forage de soutènement

2.3 Outils informatiques appliqués à ces données

Trois outils informatiques ont été retenus suite à une vérification du matériel existant sur le marché. Ceux-ci ont été appliqués à l'analyse des données dans le but d'estimer le niveau de production. Ces méthodes sont les suivantes :

- analyse de régression multiple (SPSS version X ou REG)
- création d'une base de connaissances (ID3 et système expert)
- réseaux de neurones (NEUROSHELL)

Les sous-sections suivantes serviront à présenter de façon sommaire chacun de ces outils informatiques, les résultats obtenus et, dans une certaine mesure, une comparaison des niveaux de précision.

2.3.1. Analyse de régression multiple (SPSS version X ou REG)

La technique utilisée consiste à créer un modèle d'estimation linéaire entre une série de variables indépendantes (X) et une variable dépendante (Y) (comme son nom l'indique, celle-ci

dépend des autres variables recueillies). Le modèle peut donc s'exprimer avec l'aide de l'équation fonctionnelle suivante:

$$Y = a_1X_1 + a_2X_2 + \ldots + a_iX_i + \ldots + b_o$$

où "Y" est la variable dépendante, "X" représente chaque variable indépendante, "a" sert à donner un poids relatif à chaque variable indépendante "X" et "b_o" indique les variations non expliquées par le modèle, variations qui pourraient être expliquées par d'autres variables non disponibles, non recueillies ou aléatoires (i.e. relevant du hasard tout simplement). Il est bon de noter que la variable dépendante "Y" est expliquée (mais pas nécessairement causée) par l'ensemble des variables "X".

Il existe diverses alternatives pour le traitement et l'analyse des données qui permettent d'obtenir un modèle aussi représentatif que possible de la population étudiée.

Ainsi, la première étape de ce travail a consisté en une analyse linéaire simple des variables à l'étude. Par la suite, diverses modifications ont été apportées sur la banque des données afin de tenter d'améliorer le modèle obtenu : log Y, log X_i, Y^2, X_i^2, 1/Y, $1/X_i$, et regroupement des variables ayant potentiellement des effets multiplicatifs ou additifs. Cependant, parmi ces dernières alternatives, aucune n'a pu être retenue alors que les coefficients R^2, qui estiment le degré d'ajustement des modèles réalisés par rapport aux données recueillies, demeuraient très faibles (modèles médiocres). Finalement, le modèle d'analyse retenu considère chacune des variables indépendantes "X" de façon linéaire par rapport à la variable dépendante "Y".

Le logiciel utilisé, REGRESSION de SPSS^{x} (Statistical Package for the Social Sciences) qui a été développé aux Etats-Unis par SPSS Inc. et qui est disponible sur le système MVS (IBM4381) de l'Université Laval, offre trois procédures principales de sélection des variables indépendantes pour l'obtention du meilleur modèle possible à partir des données disponibles : sélection progressive ("forward"), élimination rétrograde ("backward") et sélection pas-à-pas ("stepwise").

Dans la procédure de sélection forward, la première variable considérée pour entrer dans l'équation est celle qui possède la plus grande corrélation, positive ou négative, avec la variable dépendante. Les variables sont entrées une à la fois, par la suite, en se fiant sur le critère de probabilité associé avec la statistique F, dont le défaut est 0,05. Evidemment, si la première variable indépendante sélectionnée ne rencontre pas le critère d'inclusion, la procédure se termine sans aucune variable dans l'équation.

Quant à la procédure d'élimination backward, elle débute l'analyse en incluant toutes les variables indépendantes dans l'équation et, séquentiellement, les élimine en se basant sur un critère de suppression. La valeur de défaut du F pour éliminer une variable est 0,10.

La troisième procédure de sélection des variables est la méthode stepwise, qui est une combinaison des procédures forward et backward. Cette procédure est la plus utilisée parmi les trois car elle peut éliminer, si nécessaire, les variables qui deviennent non-significatives suite à l'insertion de nouvelles variables indépendantes. D'ailleurs, cette procédure a été retenue, suite à plusieurs essais, pour la réalisation de cette étude.

Dans le but de fournir un outil de travail disponible et facilement utilisable par les gens de l'industrie minière pour faire de nouvelles analyses à l'interne, un logiciel, REG.EXE, a été développé par l'auteur et est disponible au département de mines et métallurgie de l'Université Laval pour utilisation sur IBM-PC ou compatibles. Le mode de fonctionnement ainsi que le listage de ce programme informatique se retrouvent en annexe A.

Le tableau 2.1 de la page 19 expose les résultats des analyses de régression multiple obtenus à chacune des mines à l'étude en vue d'estimer la production. Le but visé consiste à utiliser ces résultats, afin de tenter de minimiser les coûts des variables indépendantes incluses dans les trois modèles par tonne de roche cassée en se basant sur une série de contraintes de production :

$$\text{Min} \left(\frac{\text{Coûts des variables indépendantes}}{\text{Estimation de la production}} \right)$$

ou

$$\text{Min} \left(\frac{C_1X_1 + C_2X_2 + \ldots + C_iX_i + \ldots + C_nX_n}{a_1X_1 + a_2X_2 + \ldots + a_iX_i + \ldots + a_nX_n + b_o} \right)$$

où :

C_i : coût unitaire de l'élément i
X_i : nombre d'unités de l'élément i
a_i : poids relatif portant sur chaque élément i
b_o : variation non-expliquée par le modèle

MINE A							
MÉTHODE PAR CHAMBRES REMBLAYÉES				MÉTHODE PAR CHAMBRES ET PILIERS			
VARIABLE	COEFFICIENT	X min.	X max.	VARIABLE	COEFFICIENT	X min.	X max.
	b_0=43,90				b_0=5,24		
BONI	0,49	0	2915	TONNES RACLÉES	0,47	0	1427
TEMPS DE FORAGE	21,43	0	46	PIEDS DE FORAGE	0,11	0	4701
SOUS-NIVEAU (pieds)	-6,63	0	112	BOULONS (5 pieds)	0,65	0	287
EXPLOSIFS (livres)	0,25	0	2546	PASS. D'HOMMES (pieds)	16,4	0	10
TERRAIN (conditions)	-92,36	0	1	TERRAIN (conditions)	-43,46	0	1
BOULONS (5 pieds)	1,28	0	366		0,09	32	1936
PASS. D'HOMMES (pieds)	-6,41	0	34				
BOULONS (8 pieds)	1,70	0	255				
HOMMES-POSTES	-2,96	2	100,8				
PASS. MINERAI	5,04	0	36				
	R^2=0,80				R^2=0,90		
N = 429 observations				N = 340 observations			

MINE B				MINE C			
VARIABLE	COEFFICIENT	X min.	X max.	VARIABLE	COEFFICIENT	X min.	X max.
	b_0= 4132,6				b_0= 669,55		
ANFO (livres)	1,37	4198	87647	EXPLOSIFS (Kg)	0,94	0	7950
TOVEX (livres)	1,67	770	38129	BOULONS	6,14	0	547
				BARRES ARM.	8,27	0	519
				SURFACES GRILLÉES	-5,57	0	466
				MÉTHODE C. & R.	-885,13	0	1
	R^2= 0,96				R^2= 0,80		
N = 23 observations				N = 273 observations			

Tableau 2.1: Résultats des analyses de régression multiple pour les mines A, B et C pour l'estimation de la production.

Quant aux contraintes, celles-ci peuvent porter sur divers éléments tels que les écarts sur les variables X_i (Xmin et Xmax), la production mensuelle recherchée, le budget mensuel maximal des variables étudiées, le facteur poudre espéré et d'autres contraintes selon les circonstances.

L'examen des modèles d'estimation de la production de la mine A permet de réaliser que l'approche proposée ne peut être appliquée pour cette mine, alors que des coûts unitaires ne peuvent être définis pour plusieurs variables telles le boni, le temps de forage, les conditions de terrain, le nombre de tonnes raclées et autres. Il faut donc, pour que la méthode de travail suggérée soit applicable, que des coûts unitaires soient disponibles pour chaque variable indépendante comme c'est le cas pour les mines B et C.

Ainsi, pour la mine B, il est possible de connaître les coûts par livre des explosifs ANFO et TOVEX. Il en est de même pour la mine C où les coûts unitaires des explosifs, des boulons, des barres d'armature et des grillages peuvent être relevés et appliqués pour la méthode d'abattage par coupes et remblai. Ces études feront l'objet des chapitres 3 (mine B) et 4 (mine C).

En somme, la méthode de travail proposée, afin de minimiser les coûts par tonne basé sur les variables incluses dans un modèle de régression, est valide dans le cas où les opérations de production peuvent être estimées par des variables pour lesquelles des coûts unitaires sont possibles.

2.3.2 Création d'une base de connaissances (ID3 et système expert)

Cette sous-section, qui utilise seulement une partie des données d'information analysées dans la sous-section précédente pour la méthode par chambres et piliers (116 observations sur 340) à cause de la capacité limitée du logiciel disponible (INDUCE), sert à établir un parallèle entre un système expert et les analyses de régression multiple.

Le système expert utilisé permet de trouver des règles à partir des données et de faire ressortir des façons heuristiques de raisonner à partir d'une banque de données.

2.3.2.1 Obtention des règles de connaissances (ID3)

L'obtention des règles de connaissances à partir des données est la première étape du développement du système à base de connaissances. La technique utilisée est l'algorithme ID3 (17), une méthode d'induction souvent utilisée pour l'obtention de systèmes experts commerciaux. Une application particulière de l'algorithme ID3, appelé INDUCE et dont le programme source est en Pascal (18), est utilisée pour ce projet. Celui-ci sert à représenter les connaissances recueillies dans l'industrie minière sous la forme d'un arbre de classification. Il s'agit donc de créer une filière d'attributs provenant de l'industrie minière souterraine et d'utiliser INDUCE pour produire un fichier contenant l'arbre de décision (règles).

Une fois cette étape réalisée, la phase suivante consiste à utiliser le logiciel Micro-Expert, dont la source est également en Pascal, pour accéder directement aux règles

générées par le programme INDUCE et permettre de mener une consultation, le système posant une série de questions à l'utilisateur, afin d'en arriver à une conclusion finale.

Le logiciel utilisé, INDUCE, qui permet de définir des règles de jugement au moyen d'un algorithme (arborescence de classification), possède une capacité limitée de traitement de l'information, tant au point de vue de l'espace mémoire utilisé que du type de données.

En ce qui concerne l'espace mémoire utilisable par le logiciel INDUCE, celui-ci est relativement limité et il était impossible de conserver tous les attributs (variables indépendantes) du départ (section 2.2). Aussi, il a été décidé de ne retenir que les 5 variables obtenues de l'analyse de régression multiple, portant sur les 116 observations de cette sous-section, pour expliquer la production obtenue ("broken"), soit la prime au rendement ("bonus"), le nombre de boulons installés ("bolts"), le nombre d'hommes-postes de travail ("shifts"), le nombre d'hommes-postes réels de forage ("boring") et le nombre de pieds de forage ("drilling"). Les résultats du modèle d'estimation sont présentés au tableau 2.2.

MINE A			
ABATTAGE PAR CHAMBRES ET PILIERS			
VARIABLE	COEFFICIENT	Xmin	Xmax
	b_o = 1,42		
"Drilling"	0,20	0,0	3470,0
"Bonus"	0,26	55,0	1514,0
"Boring"	- 8,25	0,0	46,9
"Shifts"	2,51	5,5	85,0
"Bolts"	0,98	0,0	98,0
	R^2 = 0.85		

Tableau 2.2 Modèle d'estimation de la production pour la méthode par chambres et piliers à partir d'un échantillon de 116 observations.

En ce qui a trait aux données recueillies, celles-ci sont de type numérique. Dans cette condition, le logiciel utilisé INDUCE divise en deux les écarts existant entre les observations. Le résultat obtenu contient donc autant de règles qu'il y a d'observations dans la banque de données du départ, sauf dans les cas où deux observations sont identiques. Une fois de plus, la capacité limitée de traitement du système actuel ne permet pas d'effectuer cette opération. Aussi, il a été décidé de créer un nouveau fichier en requantifiant les données selon trois groupes, en se basant sur la moyenne (u) et l'écart type (σ) de chacune des variables, tel qu'illustré dans le tableau 2.3.

VALEURS RETENUES	3 ECARTS	5 ECARTS
Supérieure (HIGH)	> (u + 1σ)	> (u + σ)
Moyenne supérieure (HMEAN)		(u + 0,5σ, u + 1σ)
Moyenne (MEAN)	(u - 1σ, u + 1σ)	(u - 0,5σ, u + 0,5σ)
Moyenne inférieure (LMEAN)		(u - 0,5σ, u - 1σ)
Inférieure (LOW)	< (u - 1σ)	< (u - 1σ)

Tableau 2.3 Intervalles de valeurs attribuées aux données (3 écarts et 5 écarts).

Suite à ces regroupements, plusieurs observations prises dans leur ensemble se recoupaient. Etant donné le caractère particulier du logiciel INDUCE, le fichier a dû être réaménagé de telle sorte qu'aucune ligne complète ne se répète. Cette étape a permis de conserver 36 lignes pour le traitement (voir annexe B).

Egalement, un autre essai a été réalisé en utilisant 5 écarts (tableau 2.3) pour définir les variables. Cependant, la taille du fichier résultant (80 lignes) n'a pas permis d'obtenir de résultats, encore une fois dû à la capacité limitée de traitement de INDUCE.

L'utilisation du logiciel INDUCE pour effectuer le traitement du fichier d'informations a permis d'obtenir 18 règles de jugement, qui se retrouvent en annexe C. L'observation et l'analyse de ces règles permet de réaliser que la majorité

d'entre elles sont tout à fait dans l'ordre normal des choses. Il existe cependant, à première vue, une exception: la règle 2 qui indique que si le boni est élevé et que le nombre de pieds de forage est faible, alors le nombre de tonnes cassées est élevé. Ceci peut être un cas unique exceptionnel mais non une règle générale de comportement.

Il serait laborieux de discuter de chacune des 17 autres règles de jugement obtenues. Cependant, il a été décidé de les vérifier en remplaçant, dans chaque ligne du fichier de traitement, associée chacune avec une seule règle, la valeur qualitative octroyée aux variables par une valeur quantitative, pour ensuite insérer ces valeurs dans l'équation de régression obtenue précédemment. Ceci a permis de déterminer si la valeur quantitative du nombre de tonnes cassées se retrouve à l'intérieur de l'écart octroyé sous forme qualitative. Ainsi, chaque règle est examinée autant de fois qu'elle apparait à l'intérieur des lignes du fichier de traitement.

En ce qui concerne les valeurs quantitatives attribuées aux variables pour effectuer la vérification des règles de jugement, celles-ci se retrouvent au tableau 2.4. Ces valeurs représentent la moyenne de chaque variable pour l'écart considéré (tableau 2.3).

Les résultats de toutes ces compilations sont présentés en annexe D. Parmi les 18 règles vérifiées, 12 d'entre elles rencontrent les critères pré-cités (OK), 5 se trouvent relativement près de la limite de l'écart valide ($\pm$OK), alors qu'une seule s'éloigne des critères du départ (NON), soit la règle numéro 2, tel qu'attendu suite à la remarque faite précédemment au sujet de cette règle.

De plus, en examinant le fichier primaire (116 lignes), on remarque que 99 de celles-ci rencontrent les critères précédemment déterminés (OK), 6 le font presque ($\pm$OK) et une seule est vraiment hors limite (NON). En ce qui concerne les 10 autres lignes, elles ont dû être éliminées au départ, suite à des conflits avec d'autres observations dans le fichier.

L'examen de ces 10 lignes permet de réaliser que 5 d'entre elles présentent un résultat légèrement hors des limites (OK), alors que les 5 autres se trouvent hors de l'écart espéré (NON).

Il existe donc 6 observations sur un total de 116 qui se trouvent hors des limites prévues, en remplaçant les valeurs qualitatives par des valeurs quantitatives, ce qui représente environ 5% de l'échantillon étudié de la population. Ceci semble démontrer que la distribution de l'échantillon suit une loi normale.

VALEUR QUALITATIVE / VARIABLE	LOW	MEAN	HIGH
"DRILLING"	579,0	1765,1	3097,2
"BONUS"	153,6	463,2	978,4
"BORING"	3,3	14,0	32,8
"SHIFTS"	12,9	35,2	78,2
"BOLTS"	0,0	27,8	70,0
"BROKEN"	<(255,7)	(255,7, 722,5)	>(722,5)

Tableau 2.4 Valeurs quantitatives attribuées aux variables pour vérification des règles de jugement par rapport à l'analyse de régression multiple

2.3.2.2 Système expert (Micro-Expert)

Le logiciel Micro-Expert permet d'accéder aux règles de jugement et de mener une consultation. Il pose une série de questions de façon interactive à l'utilisateur pour finalement en arriver à une conclusion.

Egalement, l'utilisateur peut faire appel à certaines commandes pour interroger le système concernant la consultation en cours:

WHY: Quand il est demandé pourquoi (WHY) une question est posée, c'est le but qui est recherché ainsi que la règle qui est utilisée pour en arriver à ce but qui sont illustrés. Chaque fois successive que WHY est écrit, le système indique le but précédent ainsi que la règle utilisée pour trouver cette valeur et ce, jusqu'à atteindre le but principal de la consultation.

HOW (n): Les lignes affichées par chaque commande Micro-Expert sont numérotées. Quand la commande HOW est entrée suivie d'un numéro de ligne, il est permis de voir une description comment (HOW) cette étape a été prouvée vraie ou fausse ou, si la valeur est inconnue, comment elle peut être prouvée.

WHATIF
(réponse):WHATIF permet de voir quelles conclusions peuvent être tirées si une réponse spécifique est apportée.

RULE (n): Cette commande permet d'afficher une règle en particulier.

WHAT: WHAT permet d'afficher tous les faits cités lors de la consultation.

L'exemple suivant montre une consultation complète et régulière menée avec Micro-Expert, Q étant la question posée par le système et A la réponse apportée par l'utilisateur.

Q. What is the final goal for this consultation?
A. BROKEN
Q. What is the value of BONUS?

```
Q.  why
    a.  The system is trying to find a value for BROKEN
    using rule no. 1
        Rule 1
        IF
        1) BONUS        IS HIGH
        2) DRILLING     IS HIGH
           THEN
        3) BROKEN       IS HIGH
Q.  What is the value of BONUS?
A.  high
Q.  What is the value of DRILLING?
A.  whatif mean
    a.  The following conclusions are possible:
        Rule 3
        1) BROKEN       IS MEAN
        Rule 4
        2) BROKEN       IS HIGH
        Rule 5
        3) BROKEN       IS MEAN
        Rule 6
        4) BROKEN       IS HIGH
        Rule 7
        5) BROKEN       IS HIGH
        Rule 11
        6) BROKEN       IS MEAN
        Rule 14
        7) BROKEN       IS HIGH
        Rule 15
        8) BROKEN       IS MEAN
        Rule 18
        9) BROKEN       IS MEAN
Q.  What is the value of DRILLING?
A.  mean
Q.  What is the value of BOLTS?
```

```
A.  what
    a.  The following facts have been determined:
        1) DRILLING          IS MEAN
        2) BONUS             IS HIGH
Q.  What is the value of BOLTS?
A.  whatif mean
    a.  The following conclusions are possible:
        Rule 3
        1) BROKEN            IS MEAN
        Rule 4
        2) BROKEN            IS HIGH
        Rule 5
        3) BROKEN            IS MEAN
        Rule 8
        4) BROKEN            IS MEAN
        Rule 9
        5) BROKEN            IS HIGH
        Rule 10
        6) BROKEN            IS MEAN
        Rule 11
        7) BROKEN            IS MEAN
Q.  What is the value of BOLTS?
A.  mean
Q.  What is the value of BORING?
A.  whatif mean
    a.  The following conclusions are possible:
        Rule 4
        1) BROKEN            IS HIGH
        Rule 5
        2) BROKEN            IS MEAN
        Rule 9
        3) BROKEN            IS HIGH
Q.  What is the value of BORING?
A.  whatif low
    a.  No conclusion can be determined
```

```
Q.  What is the value of BORING?
A.  mean
Q.  What is the value of SHIFTS?
a.  whatif mean
    a.  The following conclusions are possible:
        Rule 5
        1)   BROKEN          IS MEAN
        Rule 15
        2)   BROKEN          IS MEAN
Q.  What is the value of SHIFTS?
a.  whatif high
    a.  The following conclusions are possible:
        Rule 4
        1)   BROKEN          IS HIGH
        Rule 14
        2)   BROKEN          IS HIGH
Q.  What is the value of SHIFTS?
a.  mean
    a.  Conclusion:
        BROKEN               IS MEAN
        The following facts have been determined:
        1)   BROKEN          IS MEAN
        2)   SHIFTS          IS MEAN
        3)   BORING          IS MEAN
        4)   BOLTS           IS MEAN
        5)   DRILLING        IS MEAN
        6)   BONUS           IS HIGH
```

Il semble donc, suite à cet exemple complet, que ce logiciel qui est simple d'utilisation, pourrait devenir un outil intéressant de planification si sa capacité de traitement était supérieure à celle obtenue avec le logiciel INDUCE.

2.3.2.3. Régression multiple vs système expert

La comparaison directe de ces deux modes d'analyse des variables demeure difficile et hasardeuse étant donné le caractère très différent des deux méthodes en présence. Cependant, il convient de connaitre les points forts et les points faibles de chacune des méthodes, ce qui peut permettre de décider laquelle pourrait être utilisée suivant les conditions particulières d'une application.

Ces différents points sont énumérés dans les tableaux 2.5 et 2.6 des pages suivantes. Parmi les points importants à retenir de ces deux tableaux, il y a premièrement le fait qu'une équation de régression multiple bien validée permet de quantifier un résultat espéré de façon relativement précise, en plus d'être potentiellement utilisée ultérieurement afin d'optimiser la sélection des valeurs des variables incluses dans le modèle d'estimation. Ici, le but consiste à minimiser les coûts par tonne de roche cassée, ce qui ne peut se faire avec le système expert. Cependant, le système expert peut tenir compte de cas spéciaux, lors de la création des règles de jugement.

Deuxièmement, l'obtention du meilleur modèle de régression multiple requiert que des transformations soient apportées sur les variables (X^2, log X, 1/X,...), afin de vérifier toutes les relations non-directement linéaires entre les variables dépendantes et indépendantes.

Finalement, il est intéressant de pouvoir travailler de façon interactive et de pouvoir interroger le système, lors d'une consultation menée à l'aide du système expert. Ces caractéristiques permettent de prévoir les conséquences d'une décision et d'y apporter, si nécessaire, une modification. Par contre, elles permettent difficilement d'optimiser les décisions à prendre.

POINTS FORTS
. Permet d'obtenir un résultat estimé pour tous les cas où les valeurs se trouvent à l'intérieur des limites du modèle.
. Permet de travailler directement avec les variables quantifiables.
. Permet de détecter des cas spéciaux (outliers) dans l'échantillonnage.
. Permet de détecter les variables les plus importantes dans un système de production.
. Permet de ne tenir compte que d'un nombre limité de variables pour les analyses.
. Permet, dans un système relativement stable, de vérifier rapidement l'évolution d'une entreprise.
. Permet de vérifier rapidement une valeur obtenue avec une estimation.
. Permet d'utiliser le modèle d'estimation, dans certaines conditions, pour faire de l'optimisation.
POINTS FAIBLES
. Un nombre infini d'arrangements des variables doit être utilisé (Exemple X^2, log X,...) pour obtenir le meilleur modèle.
. Elimine certains cas spéciaux de production en éliminant des variables.
. Peut ne pas produire d'équation de régression si les variables ne sont pas suffisamment correlées à la variable dépendante.
. Vérification directe d'une équation de régression: difficile sinon impossible.
. Modèle applicable seulement pour certains intervalles des variables.

Tableau 2.5 Points forts et faibles de l'analyse de régression multiple

POINTS FORTS
. Permet, en théorie, de conserver plusieurs variables et ainsi, de conserver tous les cas spéciaux d'une analyse.
. Permet à un spécialiste de créer et de vérifier des règles de jugement (création et validation).
. Permet de travailler de façon interactive avec le système.
. Permet d'interroger le système.
. Permet d'organiser la planification d'une entreprise.

POINTS FAIBLES
. Ne permet pas une optimisation mathématique, mais seulement une amélioration des prises de décision.
. Permet difficilement de travailler avec une banque de données quantitatives.
. Les écarts qualitatifs utilisés sont déterminés de façon subjective.
. Les modèles sont créés pour certains intervalles seulement, autour des valeurs minimales et maximales.
. Nécessite beaucoup d'espace mémoire, même avec de petits fichiers, pour l'obtention des règles de jugement.
. Ne permet pas de détecter directement les cas spéciaux dans les observations et les règles de jugement.
. Ne permet pas de tirer une conclusion pour les cas non-prévus dans les règles de jugement.

Tableau 2.6 Points forts et faibles d'un système expert

2.3.3 Réseaux de neurones

2.3.3.1 Concepts généraux

Au cours des dernières années, de nouveaux sytèmes utilisant l'intelligence artificielle ont été développés. Ces systèmes se réfèrent parfois au terme "intelligence naturelle" pour indiquer que l'ordinateur utilise la logique biologique pour mener à bien ses analyses. Les réseaux de neurones sont définis comme des systèmes d'ordinateur constitués d'un nombre d'éléments de procédés simples interreliés, lesquels traitent les informations sur une base de réponse dynamique.

Contrairement à l'analyse de régression multiple, le réseau de neurones n'exécute pas une série d'instructions mais répond, en parallèle, aux données qui lui sont présentées. De plus, le résultat n'est pas enregistré en un endroit spécifique en mémoire, mais consiste en un état général du réseau, lorsque le système a atteint une condition d'équilibre (19).

2.3.3.2. Application particulière

Un logiciel utilisant ces principes de système de "données floues", NEUROSHELL, a été utilisé afin d'évaluer en parallèle les niveaux d'efficacité des réseaux de neurones et de l'analyse de régression multiple pour faire l'estimation du niveau de production en se basant sur une même banque de données d'information. Ce travail, sans précédent, a été réalisé en utilisant le résultat de l'analyse de régression multiple pour la méthode d'abattage par chambres et piliers (tableau 2.1) et le résultat obtenu à l'aide du logiciel NEUROSHELL pour la même méthode d'abattage. Par la suite, les

valeurs estimées par chaque méthode de travail ont été comparées aux valeurs relevées dans l'industrie, en terme de pourcentage, ce qui a permis de chiffrer l'efficacité moyenne globale de chaque approche de travail pour faire de l'estimation.

Le logiciel NEUROSHELL permet d'utiliser les événements antérieurs pour créer les modèles d'estimation désirés. C'est d'ailleurs cette approche qui servira avec la banque de données disponible. Un exemple des informations à fournir au logiciel se retrouve dans le tableau 2.7 (page suivante). En fait, on compte autant de "pages" de données qu'il y a d'échantillons relevés et dans ce cas, ce nombre est de 340 observations.

Les informations apparaissant au-dessus de la ligne pointillée sont les variables indépendantes (attributs) alors que celles sous ce trait sont les variables dépendantes (nombre de tonnes cassées, boni). A noter qu'on peut retrouver une ou plusieurs variables dépendantes dans un problème particulier, ce qui n'est pas possible dans un problème d'analyse de régression multiple. Les indications entre parenthèses réfèrent aux valeurs minimales et maximales pour chaque variable.

Avant de lancer le logiciel dans son procédé d'apprentissage et d'itérations, ce qui est parfois relativement long sur IBM-PC/AT (parfois jusqu'à 240 heures en continu), il convient d'ajuster certains facteurs qui ont trait au caractère plus ou moins flou des données d'information (nombre de noeuds cachés servant au lissage du modèle, taux d'apprentissage, ...). Par contre, il n'existe pas de règles précises pour permettre un ajustement optimal de ces facteurs d'apprentissage. On doit donc réaliser plusieurs essais, afin de tenter d'améliorer la qualité de l'apprentissage et par le fait même, des estimations ultérieures. Les tableaux 2.8, 2.9 et 2.10 présentent trois exemples de résultats d'estimation

0.000	Qualité du terrain (1 = mauvais, 0 = bon)
2.000	Nombre de mineurs (1 - 16)
16.400	Nombre d'hommes-postes (0 - 150)
832.000	Nombre de pieds de forage (0 - 5500)
25.000	Nombre de boulons de 5' (0 - 350)
0.000	Nombre de boulons de 8' (0 - 150)
217.000	Nombre de tonnes raclées (0 - 2000)
0.000	Nombre de poteaux (étançons) (0 - 250)
20.000	Nombre de pieds de sous-niveau (0 - 100)
0.000	Nombre de pieds de passage d'hommes (0 - 50)
0.000	Nombre de pieds de cheminée à minerai (0 - 50)
0.000	Nombre de pieds carrés de palissade (0 - 300)
394.000	Nombre de livres d'explosif (0 - 300)
4.260	Foreuse (0.0, 4.26, 5.24, 6.3, 6.4, 6.5, 6.7, etc)
1.100	Age du chantier (0 - 10 ans)
6.000	Nombre d'hommes-postes de forage (0 - 100)
1.000	Mois de l'année (1 - 12)
225.000	Profondeur du chantier (200' - 5000')
700.000	Distance du chantier au puits (150' - 3500')
20.000	Largeur du chantier (3' - 75')
0.000	Puits d'accès (0 = puits #2, 1 = puits #3)
217.000	Nombre de tonnes cassées (0 - 1500)
171.000	Boni (0 - 2500)

Tableau 2.7 Exemple des informations telles que fournies au logiciel NEUROSHELL pour apprentissage pour la méthode par chambres et piliers de la mine A.

0.000	Qualité du terrain (1 = mauvais, 0 = bon)
2.000	Nombre de mineurs (1 - 16)
16.400	Nombre d'hommes-postes (0 - 150)
832.000	Nombre de pieds de forage (0 - 5500)
25.000	Nombre de boulons de 5' (0 - 350)
0.000	Nombre de boulons de 8' (0 - 150)
217.000	Nombre de tonnes raclées (0 - 2000)
0.000	Nombre de poteaux (étançons) (0 - 250)
20.000	Nombre de pieds de sous-niveau (0 - 100)
0.000	Nombre de pieds de passage d'hommes (0 - 50)
0.000	Nombre de pieds de cheminée à minerai (0 - 50)
0.000	Nombre de pieds carrés de palissade (0 - 300)
394.000	Nombre de livres d'explosif (0 - 3000)
4.260	Foreuse (0.0, 4.26. 5.24, 6.3, 6.4, 6.5, 6.7, etc.)
1.100	Age du chantier (0 - 10 ans)
6.000	Nombre d'hommes-postes de forage (0 -100)
1.000	Mois de l'année (1 - 12)
225.000	Profondeur du chantier (200' - 5000')
700.000	Distance du chantier au puits (150' - 3500')
20.000	Largeur du chantier (3' - 75')
0.000	Puits d'accès (0 = puits #2, 1 = puits #3)
94.245	Nombre de tonnes cassées (0 - 1500)
83.957	Boni (0 - 2500)

Tableau 2.8 Exemple d'un résultat d'estimation obtenu avec NEUROSHELL - Essai I - Méthode chambres et piliers de la mine A.

0.000	Qualité du terrain (1 = mauvais, 0 = bon)
2.000	Nombre de mineurs (1 - 16)
16.400	Nombre d'hommes-postes (0 - 150)
832.000	Nombre de pieds de forage (0 - 5500)
25.00	Nombre de boulons de 5' (0 - 350)
0.000	Nombre de boulons de 8' (0 - 150)
217.000	Nombre de tonnes raclées (0 - 2000)
0.000	Nombre de poteaux (étançons) (0 - 250)
20.000	Nombre de pieds de sous-niveau (0 - 100)
0.000	Nombre de pieds de passage d'hommes (0 - 50)
0.000	Nombre de pieds de cheminée à minerai (0 - 50)
0.000	Nombre de pieds carrés de palissade (0 - 300)
394.000	Nombre de livres d'explosif (0 - 3000)
4.260	Foreuse (0.0, 4.26, 5.24, 6.3, 6.4, 6.5, 6.7, etc)
1.100	Age du chantier (0 - 10 ans)
6.000	Nombre d'hommes-postes de forage (0 - 100)
1.000	Mois de l'année (1- 12)
225.000	Profondeur du chantier (200' - 5000')
700.000	Distance du chantier au puits (150' - 3500')
20.000	Largeur du chantier (3' - 75')
0.000	Puits d'accès (0 = puits #2, 1 = puits #3)
204.264	Nombre de tonnes cassées (0 - 1500)
163.409	Boni (0 - 2500)

Tableau 2.9 Exemple d'un résultat d'estimation obtenu avec NEUROSHELL - Essai II - Méthode chambres et piliers de la mine A.

0.000	Qualité du terrain (1 = mauvais, 0 = bon)
2.000	Nombre de mineurs (1 - 16)
16.400	Nombre d'hommes-postes (0 - 150)
832.000	Nombre de pieds de forage (0 - 5500)
25.000	Nombre de boulons de 5' (0 - 350)
0.000	Nombre de boulons de 8' (0 - 150)
217.000	Nombre de tonnes raclées (0 - 2000)
0.000	Nombre de poteaux (étançons) (0 - 250)
20.000	Nombre de pieds de sous-niveau (0 - 100)
0.000	Nombre de pieds de passage d'hommes (0 - 50)
0.000	Nombre de pieds de cheminée à minerai (0 - 50)
0.000	Nombre de pieds carrés de palissade (0 - 300)
394.000	Nombre de livres d'explosif (0 - 3000)
4.260	Foreuse (0.0, 4.26, 5.24, 6.3, 6.4, 6.5, 6.7, etc)
1.100	Age du chantier (0 - 10 ans)
6.000	Nombre d'hommes-postes de forage (0 - 100)
1.000	Mois de l'année (1 - 12)
225.000	Profondeur du chantier (200' - 5000')
700.000	Distance du chantier au puits (150' - 3500')
20.000	Largeur du chantier (3' - 75')
0.000	Puits d'accès (0 = puits #2, 1 = puits #3)
209.069	Nombre de tonnes cassées (0 - 1500)
242.887	Boni (0 - 2500)

Tableau 2.10 Exemple d'un résultat d'estimation obtenu avec NEUROSHELL - Essai III - Méthode chambres et piliers de la mine A.

portant sur les mêmes attributs, mais pour trois modèles obtenus avec des facteurs d'apprentissage différents. On note rapidement que les estimations du nombre de tonnes cassées diffèrent considérablement, dans certains cas, de la valeur observée (tableau 2.7).

L'étape suivante consiste à chiffrer l'efficacité moyenne globale de chaque approche de travail, soit l'analyse de régression multiple et les trois modèles obtenus avec les réseaux de neurones. La méthode utilisée consiste à comparer l'ensemble des valeurs observées du nombre de tonnes cassées avec les valeurs estimées, en calculant l'écart moyen absolu entre ces deux valeurs, en termes de tonnes et de pourcentages. Les résultats de ces compilations sont présentés dans le tableau 2.11.

RESULTAT / MODELE	NOMBRE D'ITERATIONS (NEUROSHELL)	Σ(diff.)	$\frac{\Sigma \lvert \text{diff.} \rvert}{N}$	$\frac{\Sigma \lvert \text{écarts(\%)} \rvert}{N}$
NEUROSHELL - ESSAI I -	2 326 900	24 656	98	24,6
NEUROSHELL - ESSAI II -	859 093	3 332	59	18,7
NEUROSHELL - ESSAI III -	982 485	757	46	15,8
ANALYSE DE REGRESSION	—	0	63	19,9

Σ (Différences) = sommation (valeurs observées - valeurs estimées)

$\Sigma \lvert \text{différences} \rvert$ = sommation, en valeurs absolues, (valeurs observées - valeurs estimées)

$\Sigma \lvert \text{écarts (\%)} \rvert$ = sommation, en valeurs absolues,

$$\left(\frac{\text{(valeurs observées - valeurs estimées)}}{\text{valeurs observées}} \right)$$

N = 340 (nombre d'observations)

Tableau 2.11 Comparaison entre les valeurs observées et les valeurs estimées pour chaque modèle d'estimation du nombre de tonnes cassées pour la méthode d'abattage par chambres et piliers de la mine A

En fait, l'information importante à considérer dans ce tableau est: $\frac{\Sigma |\text{différences}|}{N}$

Celle-ci doit être minimale pour obtenir le meilleur modèle d'estimation. On réalise que les réseaux de neurones créent, par essais et erreurs, un meilleur modèle d'estimation de la production que les analyses de régression multiple. Un autre avantage des réseaux de neurones est qu'ils permettent de tenir continuellement compte de l'ensemble des variables pouvant affecter le niveau de production, ce qui n'est pas le cas de la régression multiple. En somme, le système des réseaux de neurones devrait être considéré dans le cas où on veut estimer des niveaux de production, en se basant sur des facteurs pouvant l'affecter.

Par contre, ce système ne permet pas d'obtenir de bases d'équations mathématiques qui pourraient ultérieurement servir à faire de l'optimisation afin de minimiser les coûts par tonne de roche cassée. Ceci est toutefois possible avec certains modèles d'analyses de régression multiple et fera l'objet des deux chapitres suivants (chapitres 3 et 4).

CHAPITRE III

SELECTION OPTIMALE DE QUANTITES D'EXPLOSIF BASEE SUR DES CONTRAINTES DE PRODUCTION ET LE RESULTAT DE L'ANALYSE DE REGRESSION MULTIPLE DE LA MINE B

3.1 Analyses portant sur 2 variables à la fois

Le fichier des données d'information utilisé pour l'élaboration de cette présentation contient les détails mensuels d'utilisation des explosifs, pour les sautages des chantiers sur une période de 2 ans (section 2.2.2).

La figure 3.1 montre l'évolution du nombre de livres d'explosif utilisées par tonne de roche cassée (facteur poudre) au cours des périodes couvertes par le relevé. L'examen détaillé de la figure montre qu'il a existé une légère tendance à la hausse du facteur poudre au fil du temps. Ceci semble indiquer qu'une plus grande quantité d'explosif, en terme de poids, a été utilisée pour casser le même tonnage de minerai à la fin de la période couverte par le relevé par rapport au début.

LIVRES D'EXPLOSIF /TONNE CASSEE VS PERIODE MENSUELLE DU RELEVE

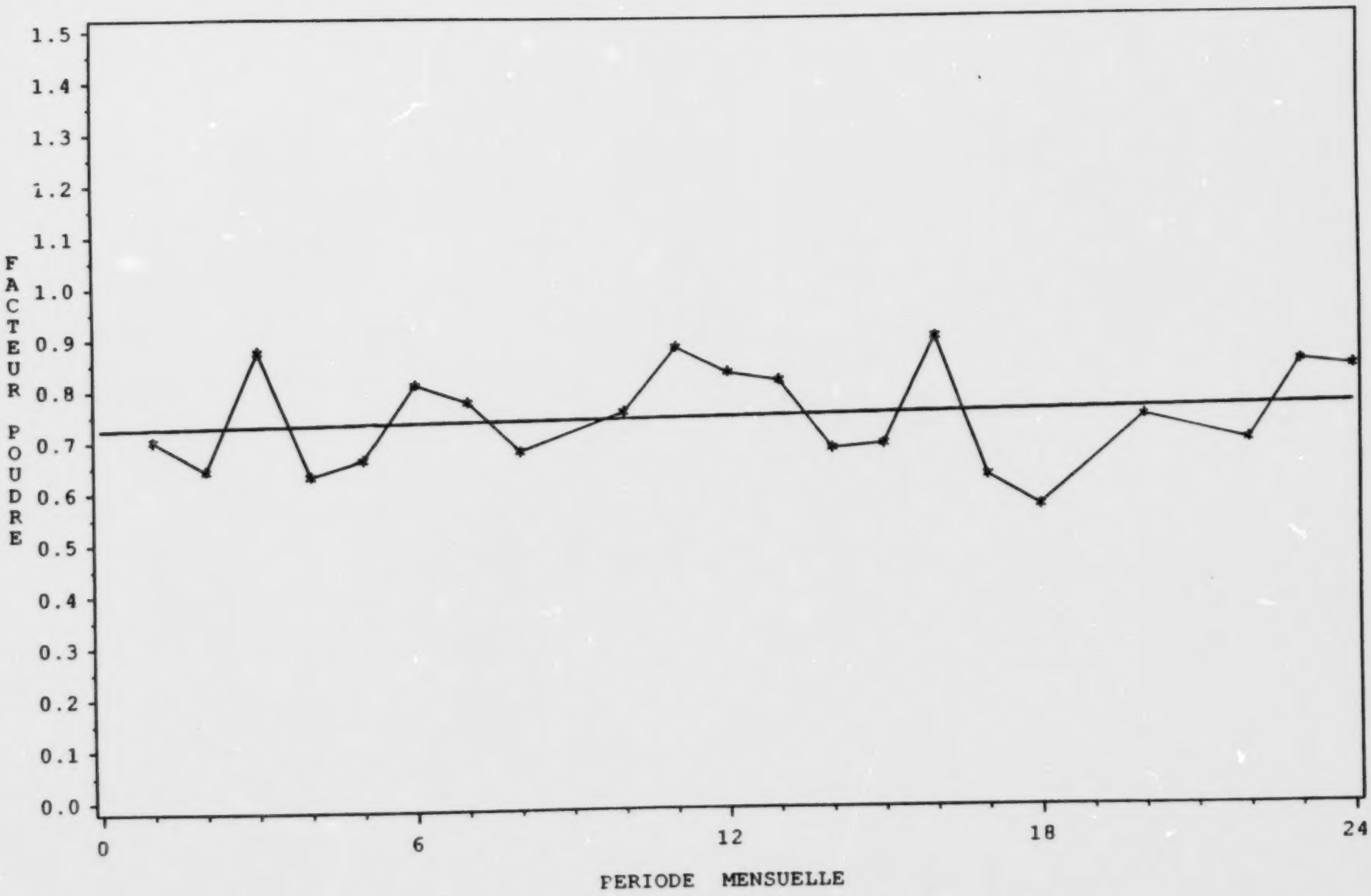


Figure 3.1

Ce phénomène d'accroissement du facteur poudre provient en bonne partie de l'utilisation accrue d'un explosif plus résistant à l'eau et plus dense, soit le TOVEX, et ce sans modification du patron de forage ou du mode de chargement des trous de forage, tel qu'illustré sur la figure 3.2. On peut donc penser que le niveau de fragmentation de la roche s'est amélioré au fil du temps.

Il faudrait évidemment évaluer si ce résultat était nécessaire, ou s'il eût été possible de modifier légèrement le patron de forage, ou le mode de chargement des trous de forage afin de conserver un facteur poudre davantage constant.

La figure 3.3 présente le nombre de tonnes de roche cassée en fonction des coûts d'explosif par tonne de roche cassée. Cette figure montre l'effet de la dimension des sautages sur les coûts d'explosif par tonne de minerai sauté. Mis à part les quatre points égarés (points encerclés), on note qu'il existe une tendance à la hausse des coûts d'explosif par tonne, lorsque le nombre de tonnes cassées diminue. Il existe certaines fluctuations autour des moyennes dues aux variations d'utilisation des explosifs ANFO et TOVEX au fil des périodes, tel qu'indiqué précédemment. On remarque que lorsque le TOVEX est utilisé, on procède à de plus petits sautages et que les coûts d'explosif par tonne augmentent.

Cette dispersion peut, en grande partie, être expliquée à l'aide de la figure 3.4 qui présente les pourcentages d'explosif utilisés (ANFO et TOVEX) en fonction des coûts d'explosif par tonne de roche cassée. Il apparaît évident qu'une utilisation accrue de l'explosif de type TOVEX a pour effet d'accroître considérablement les coûts globaux des explosifs par tonne de roche cassée, et que la meilleure solution théorique serait d'utiliser uniquement l'explosif de

POURCENTAGE D'EXPLOSIF VS PERIODE MENSUELLE DU RELEVE

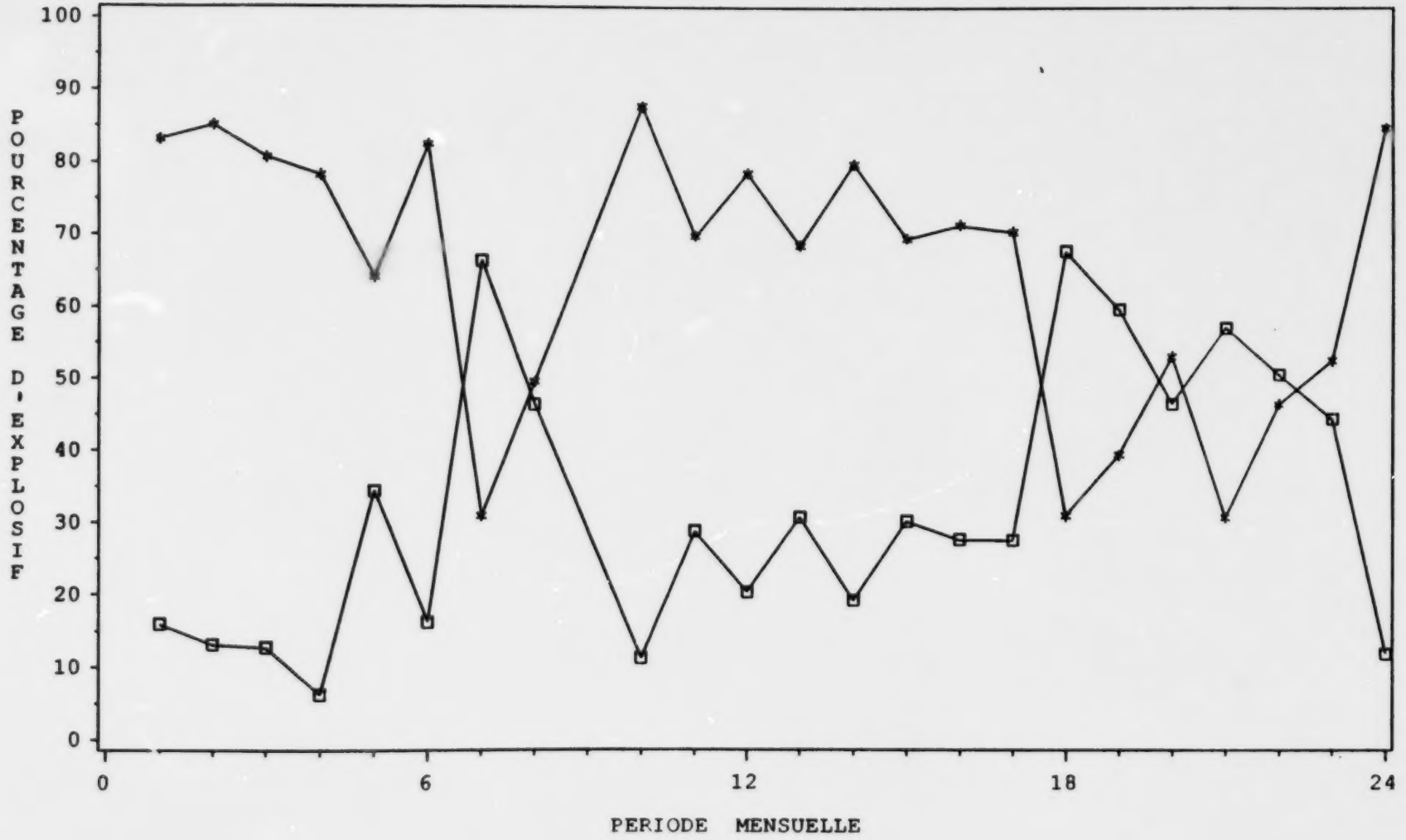


Figure 3.2

ETOILE: % DE ANFO
CARRE : % DE TOVEX

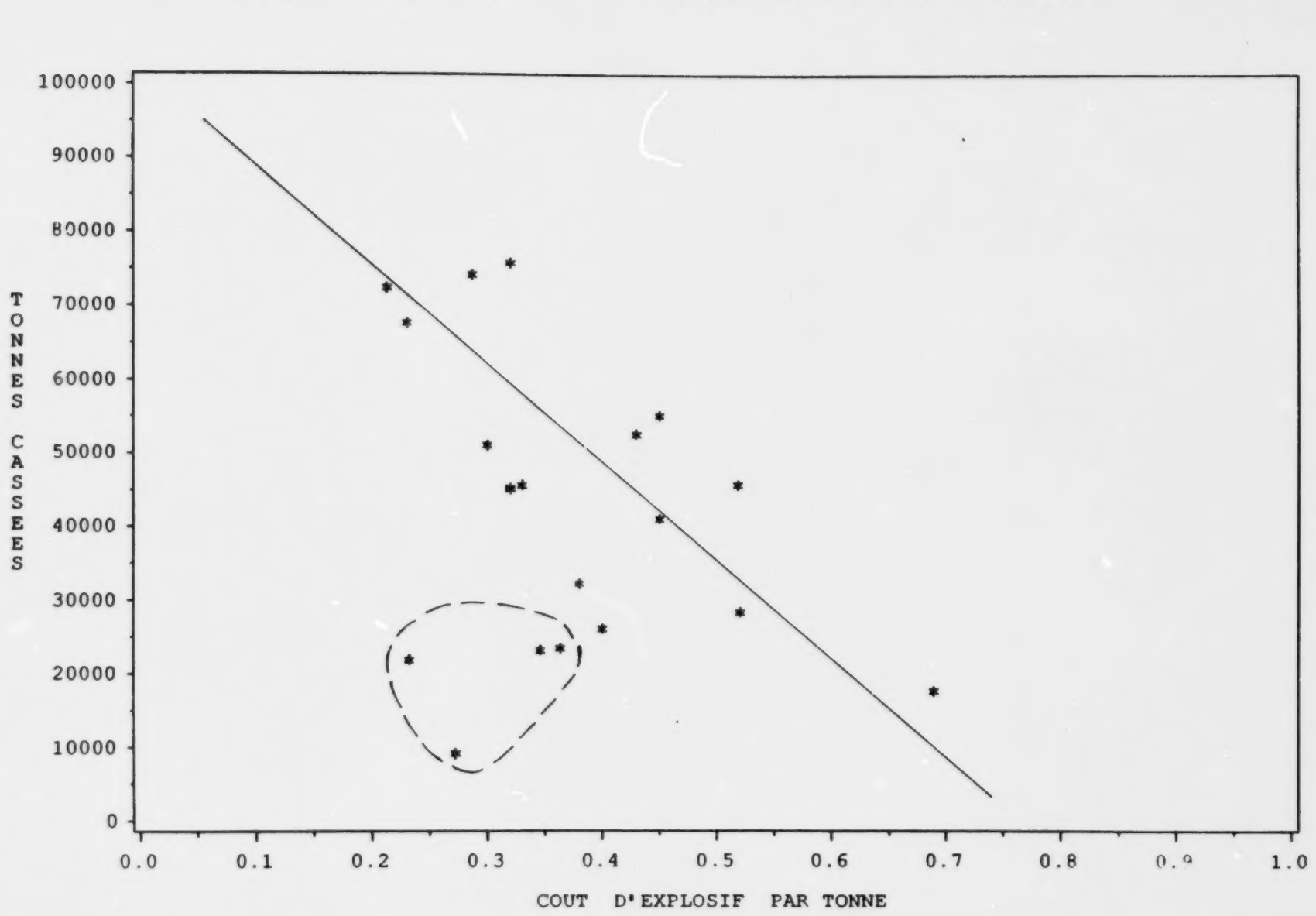

TONNES CASSEES VS COUT D'EXPLOSIF /TONNE
TONNES CASSEES
100000
90000
80000
70000
60000
50000
40000
30000
20000
10000
0
0.0
0.1
0.2
0.3
0.4
0.5
0.6
0.7
0.8
1.0
COUT D'EXPLOSIF PAR TONNE

Figure 3.3

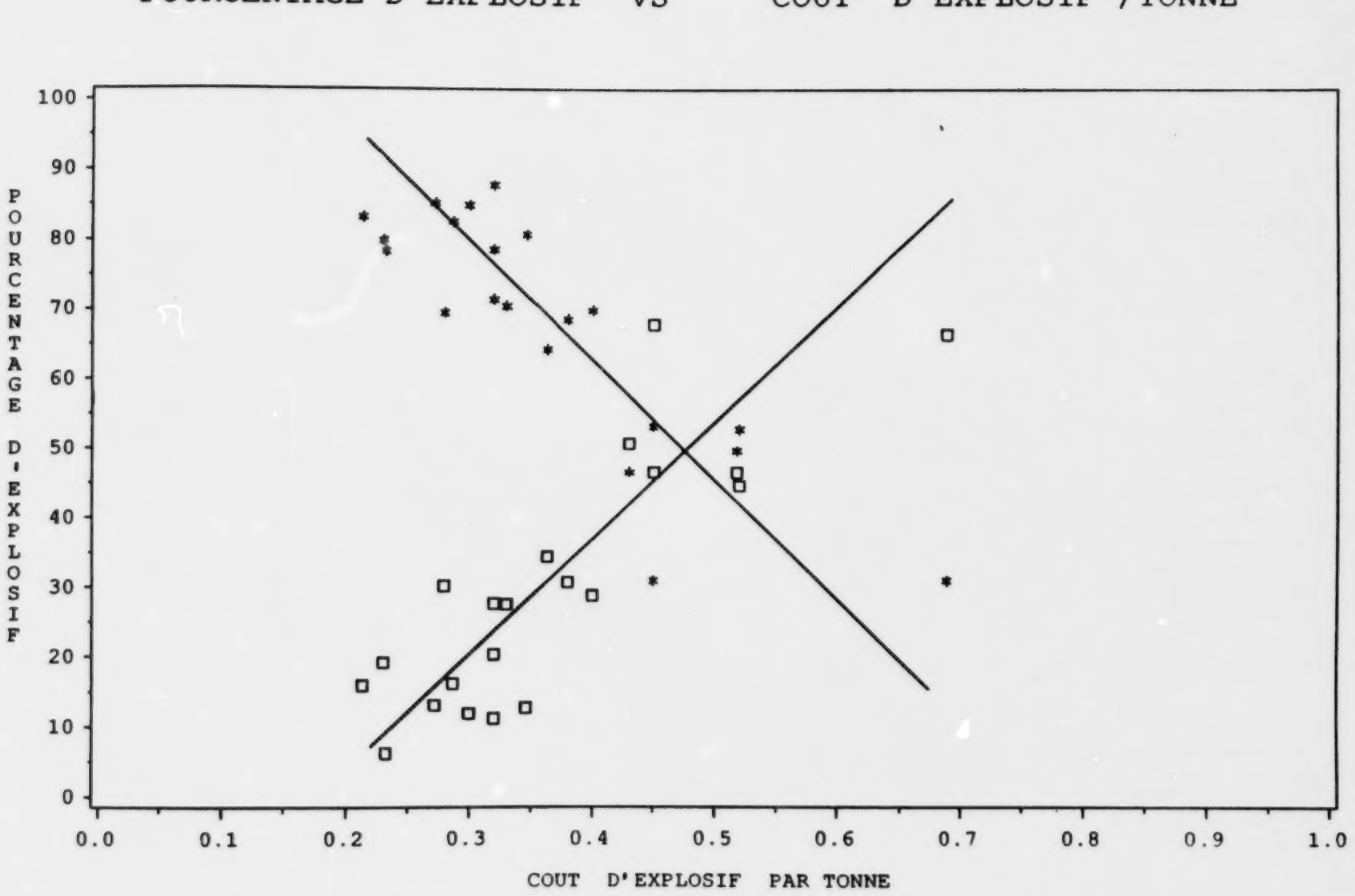


Figure 3.4

ETOILE: % DE ANFO
CARRE : % DE TOVEX

type ANFO, dans le but évident de minimiser les coûts d'explosif par tonne de roche cassée.

Cependant, cette solution n'apparaît pas comme pratique, alors qu'elle ne tient aucunement compte des contraintes particulières de la production (trous mouillés, facteur poudre, etc...)

Les sections suivantes ont pour but de trouver une solution optimale à l'utilisation de ces deux types d'explosif, en se basant sur certaines contraintes fixées au départ par l'entreprise minière.

3.2 Logiciel d'optimisation pour la mine B

Le modèle d'estimation de la production pour la mine B a été présenté dans le tableau 2.1 et s'exprime ainsi:

$$\text{Production (tonnes)} = 1{,}37X_1 + 1{,}67X_2 - 4132{,}63$$

où:

X_1: nombre de livres de l'explosif ANFO
X_2: nombre de livres de l'explosif TOVEX

Le modèle d'estimation obtenu peut être utilisé, en combinaison avec une série de contraintes fixées par l'entreprise minière, afin d'optimiser certains facteurs de production (dans ce cas, les quantités d'explosif ANFO et TOVEX), soit:

1. en maximisant la production mensuelle;
2. en minimisant les coûts d'explosif sur une base mensuelle;

ou encore,

3. en minimisant les coûts d'explosif par tonne de roche cassée sur une base mensuelle (ce qui est plus ou moins équivalent à maximiser le profit par tonne de roche cassée).

Les contraintes de base utilisées, qui ont été fixées par l'entreprise minière, sont les suivantes:

- production mensuelle minimale: 70 000 tonnes courtes
- facteur poudre moyen recherché: 0,70 livre d'explosif/tonne de roche cassée
- budget mensuel maximal des explosifs: 50 000$
- coût de l'explosif ANFO: 0,255 $/livre
- coût de l'explosif TOVEX: 1,306 $/livre

Il existe finalement une contrainte, qu'on appellera dans le texte "la contrainte des trous mouillés", qui sert à fixer la consommation minimale d'explosif de type TOVEX (résistant à l'eau) à utiliser. Cette contrainte dépend du pourcentage de trous mouillés (A) et du pourcentage moyen d'eau dans chacun de ces trous (B). Le produit de ces deux valeurs (AxB/100 = C) donne le pourcentage moyen d'eau dans l'ensemble des trous forés. Cette contrainte, dont le développement complet est présenté en annexe E, est la suivante:

$$100\ d_1X_2 - d_1CX_2 - d_2CX_1 \geq 0$$

où: X_1 = nombre de livres de ANFO
X_2 = nombre de livres de TOVEX
C = pourcentage moyen d'eau dans l'ensemble des trous
d_1 = poids volumique du ANFO (53,0655 livres/pied cube)
d_2 = poids volumique du TOVEX (81,159 livres/pied cube)

Il est à noter qu'en moyenne, à cette mine, 30% (A) des trous lors d'un sautage sont considérés mouillés et qu'on retrouve

environ 20% (B) d'eau dans chacun de ces trous. Les discussions suivantes porteront donc sur ce cas particulier. Cependant, une étude de sensibilité sur le pourcentage moyen d'eau dans les trous de forage (C = AxB/100) sera présentée par la suite.

3.2.1 Maximisation de la production mensuelle

a) **Maximiser la production mensuelle**

Max $(1{,}37\ X_1 + 1{,}67\ X_2 - 4132{,}63)$

où X_1 = nombre de livres de ANFO

X_2 = nombre de livres de TOVEX

b) **Contraintes**

i) Facteur poudre

$$\left(\frac{X_1 + X_2}{1{,}37\ X_1 + 1{,}67\ X_2 - 4132{,}63}\right) \geq 0.70$$

ii) Budget mensuel des explosifs ($)

$$0{,}255\ X_1 + 1{,}306\ X_2 \leq 50\ 000$$

iii) Ecarts sur chaque variable (d'après le modèle de régression multiple obtenu):

$4198 \leq X_1 \leq 87\ 647$

$770 \leq X_2 \leq 38\ 129$

iv) Trous mouillés

$53{,}0655\ X_2 - 53{,}0655\ CX_2 - 81{,}159\ CX_1 \geq 0$

où:

C = A x B

A = 0,30

B = 0,20

C = 0,06

Basés sur ces indications, les résulats obtenus avec le logiciel pour la maximisation de la production sont:

- Production = 151 299 tonnes de roche cassée
- X_1 = 87 647 livres de ANFO
- X_2 = 21 171 livres de TOVEX
- Coût mensuel des explosifs = 50 000 $
- Facteur poudre = 0,719 livre d'explosif/tonne de roche cassée
- Coût mensuel des explosifs par tonne de roche cassée = 0,3305 $/tonne

3.2.2 Minimisation des coûts d'explosif mensuels

a) **Minimiser les coûts d'explosif mensuels**

$$\text{Min } 0{,}255\ X_1 + 1{,}306\ X_2$$

où

X_1 = nombre de livres de ANFO

X_2 = nombre de livres de TOVEX

b) Contraintes

i) Facteur poudre

$$\left(\frac{X_1 + X_2}{1{,}37\ X_1 + 1{,}67\ X_2 - 4132{,}63} \right) \geq 0{,}70$$

ii) Production mensuelle

$$1{,}37\ X_1 + 1{,}67\ X_2 - 4132{,}63 \leq 200\ 000$$

$$1{,}37\ X_1 + 1{,}67\ X_2 - 4132{,}63 \geq 70\ 000$$

iii) Ecarts sur chaque variable (d'après le modèle de régression multiple obtenu)

$$4198 \leq X_1 \leq 87\ 647$$

$$770 \leq X_2 \leq 38\ 129$$

iv) Trous mouillés

$$53{,}0655\ X_2 - 53{,}0655\ CX_2 - 81{,}159\ CX_1 \geq 0$$

où

$C = A \times B$

$A = 0,30$

$B = 0,20$

Basés sur ces spécifications, les résulats obtenus avec le logiciel pour la minimisation des coûts d'explosif mensuels sont:

- Production = 70 000 tonnes de roche cassée
- X_1 = 48 308 livres de ANFO
- X_2 = 4 761 livres de TOVEX
- Coût mensuel des explosifs = 18 534 $
- Facteur poudre = 0,758 livre d'explosif/tonne de roche cassée
- Coût mensuel des explosifs par tonne de roche cassée = 0,2648 $/tonne

3.2.3. Minimisation des coûts d'explosif par tonne de roche cassée

a) Minimiser les coûts d'explosif par tonne de roche cassée

$$\text{Min} \left(\frac{0,255\ X_1 + 1,306\ X_2}{1,37\ X_1 + 1,67\ X_2 - 4132,63} \right)$$

où

X_1 = nombre de livres de ANFO

X_2 = nombre de livres de TOVEX

b) Contraintes

i) Facteur poudre

$$\left(\frac{X_1 + X_2}{1,37\ X_1 + 1,67\ X_2 - 4132,63} \right) \geq 0.70$$

ii) Production mensuelle

$1{,}37\ X_1 + 1{,}67\ X_2 - 4132{,}63 \leq 200\ 000$

$1{,}37\ X_1 + 1{,}67\ X_2 - 4132{,}63 \geq 70\ 000$

iii) Budget mensuel des explosifs ($)

$0{,}255\ X_1 + 1{,}306\ X_2 \leq 50\ 000$

iv) Ecarts sur chaque variable (d'après le modèle de régression multiple obtenu):

$4198 \leq X_1 \leq 87\ 647$

$770 \leq X_2 \leq 38\ 129$

v) Trous mouillés

$53{,}0655\ X_2 - 53{,}0655\ CX_2 - 81{,}159\ CX_1 \geq 0$

où

C = A x B

A = 0,30

B = 0,20

Basés sur ces indications, les résultats obtenus avec le logiciel pour la minimisation des coûts d'explosif par tonne de roche cassée sont:

- Production = 117 884 tonnes de roche cassée
- X_1 = 79 592 livres de ANFO
- X_2 = 7 770 livres de TOVEX
- Coût mensuel des explosifs = 30 440 $
- Facteur poudre = 0,741 livre d'explosif/tonne de roche cassée
- Coût mensuel des explosifs par tonne de roche cassée = 0,2582 $/tonne

3.2.4 Discussion des résultats

Le tableau 3.1 présente une sommaire des résultats pour chacun des trois cas étudiés dans les sous-sections 3.2.1, 3.2.2 et 3.2.3.

L'analyse de ces résultats permet d'en arriver à la conclusion que le meilleur modèle à considérer est celui qui tend à minimiser les coûts d'explosif par tonne de roche cassée, car il tient davantage compte de l'ensemble des contraintes réelles de production.

En effet, le modèle qui sert à sélectionner les quantités d'explosifs à utiliser (ANFO et TOVEX) afin de maximiser la production mensuelle montre, en fait, qu'on a maximisé l'utilisation du ANFO et que la quantité de TOVEX a tout simplement été ajustée afin d'atteindre la limite supérieure de la contrainte du coût mensuel global des explosifs (50 000$).

Quant au modèle servant à minimiser les coûts d'explosif sur une base mensuelle, on a tout simplement minimisé l'utilisation de l'explosif TOVEX (car il est le plus dispendieux des deux) et on a ajusté la quantité de ANFO afin d'atteindre la limite inférieure de la contrainte de production mensuelle (70 000 tonnes).

Finalement, on remarque que la valeur minimale au niveau des coûts d'explosifs par tonne de roche cassée, est le troisième cas avec une valeur de 0,2582 $ d'explosif par tonne de roche cassée.

3.2.5. Etude de sensibilité sur le pourcentage moyen d'eau dans l'ensemble des trous de forage

Tel qu'indiqué antérieurement, les sous-sections précédentes présentaient les résultats avec 6% d'eau dans l'ensemble des

	Production (tonnes)	X_1 (livres de ANFO)	X_2 (livres de TOVEX)	Coût mensuel des explosifs	Facteur poudre	Coût des explosifs par tonne
CAS 1	151 299	87 647	21 171	50 000	0,719	0,3305
CAS 2	70 000	48 308	4 761	18 534	0,758	0,2648
CAS 3	117 884	79 592	7 770	30 440	0,741	0,2582

CAS 1 : maximiser la production mensuelle (MAX $1{,}37\ X_1 + 1{,}67\ X_2 - 4132{,}63$)

Cas 2 : minimiser les coûts mensuels d'explosifs (MIN $0{,}255\ X_1 + 1{,}306\ X_2$)

CAS 3 : minimiser les coûts mensuels d'explosifs par tonne de roche cassée

$$\left(\text{MIN} \quad \frac{0{,}255\ X_1 + 1{,}306\ X_2}{1{,}37\ X_1 + 1{,}67\ X_2 - 4132{,}63} \right)$$

Tableau 3.1 Sommaire des résultats pour les trois cas d'optimisation

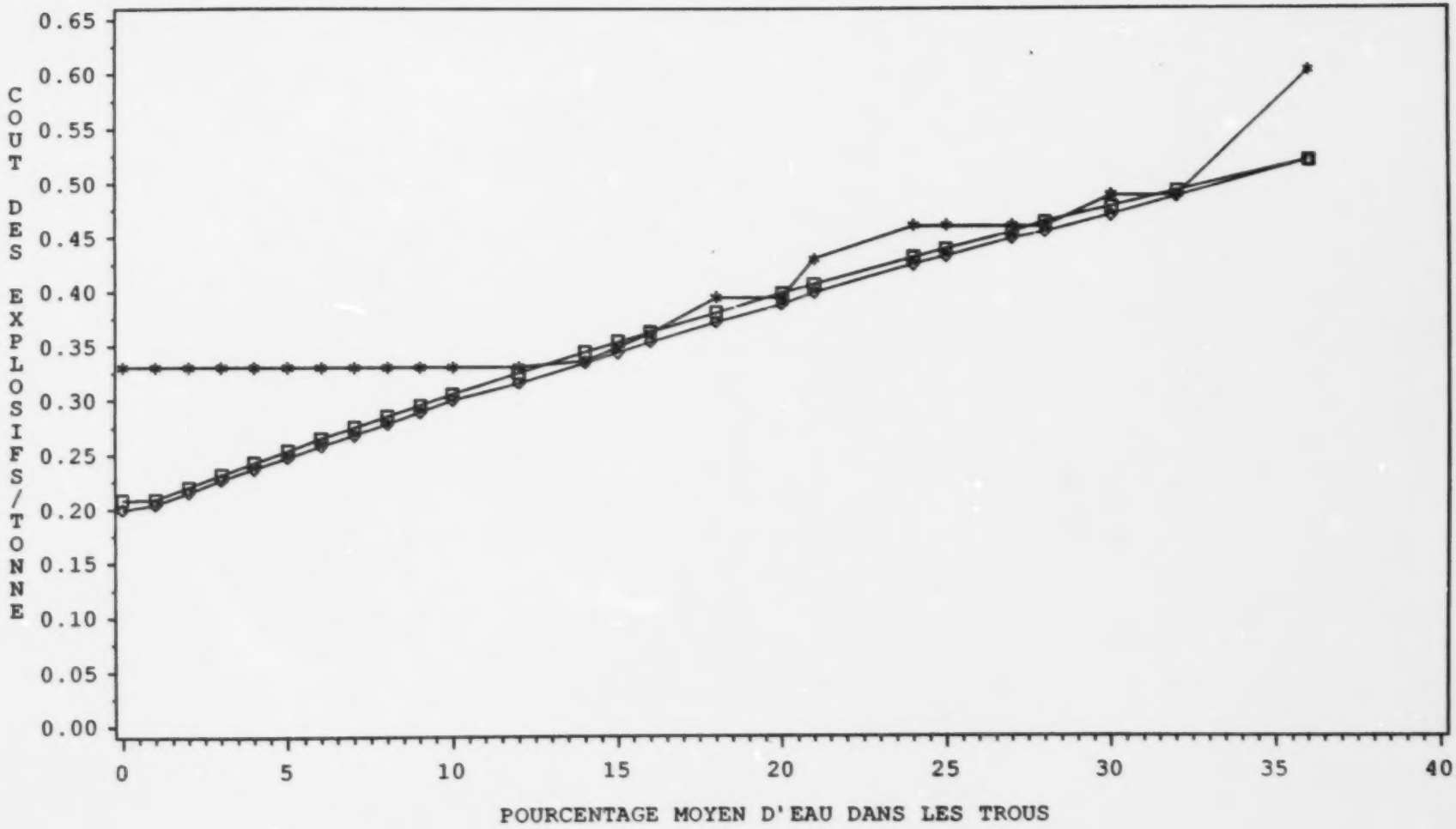
trous de forage (30% des trous mouillés et 20% d'eau dans ces trous mouillés). Cette sous-section vise à établir l'influence, sur divers facteurs, d'une variation de la quantité d'eau moyenne présente dans les trous de forage pour chacun des trois cas précédemment étudiés, mais en insistant particulièrement sur le cas qui vise à minimiser les coûts des explosifs par tonne de roche cassée.

Sur la figure 3.5, on trouve illustré le coût des explosifs par tonne de roche cassée en fonction du pourcentage moyen d'eau dans l'ensemble des trous de forage. Tel qu'attendu, on retrouve une tendance à la hausse du coût des explosifs par tonne de roche cassée lorsque le pourcentage moyen d'eau s'accroît.

La figure 3.6 montre une tendance à la baisse du facteur poudre lorsque le poucentage moyen d'eau dans l'ensemble des trous augmente. Ceci est, en somme, à l'inverse du résultat qu'on aurait pensé obtenir à prime abord. Par contre, tel que constaté dans le modèle d'estimation de la production pour la mine B (tableau 2.1), pour des quantités semblables d'explosifs (poids), l'explosif de type TOVEX permet une meilleure production que l'explosif de type ANFO (coefficients de 1,67 et de 1,37 respectivement).

En somme, ce que cette figure indique, c'est qu'on pourrait penser soit à modifier le patron de forage, soit à modifier le mode de chargement des trous de forage (bourre) dans le cas où on retrouverait une grande quantité d'eau dans un secteur de la mine, nécessitant davantage de TOVEX. Ceci permettrait alors de diminuer le facteur poudre aux environs de 0,7, tel que requis à cette mine. Ce qu'il faudrait finalement vérifier avec ce résultat, c'est le niveau de fragmentation du roc correspondant, et son impact sur les autres activités de la mine.

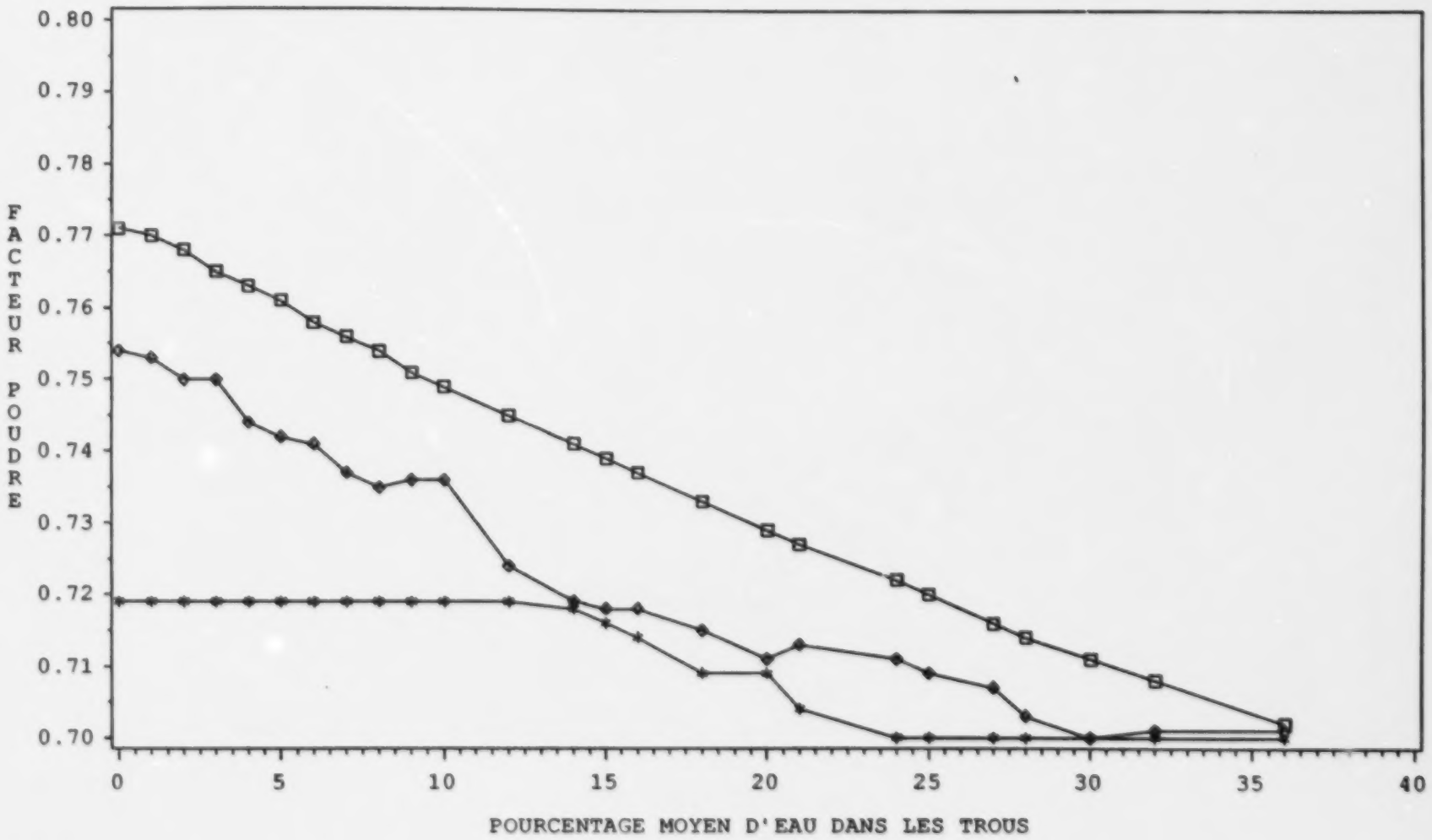
COUT DES EXPLOSIFS PAR TONNE VS
LE POURCENTAGE MOYEN D'EAU DANS LES TROUS



ETOILE : CAS 1 (MAXIMISER LA PRODUCTION)
CARRE : CAS 2 (MINIMISER LES COUTS)
LOSANGE: CAS 3 (MINIMISER LES COUTS PAR TONNE)

Figure 3.5

FACTEUR POUDRE VS LE POURCENTAGE MOYEN D'EAU DANS LES TROUS



ETOILE : CAS 1 (MAXIMISER LA PRODUCTION)
CARRE : CAS 2 (MINIMISER LES COUTS)
LOSANGE: CAS 3 (MINIMISER LES COUTS PAR TONNE)

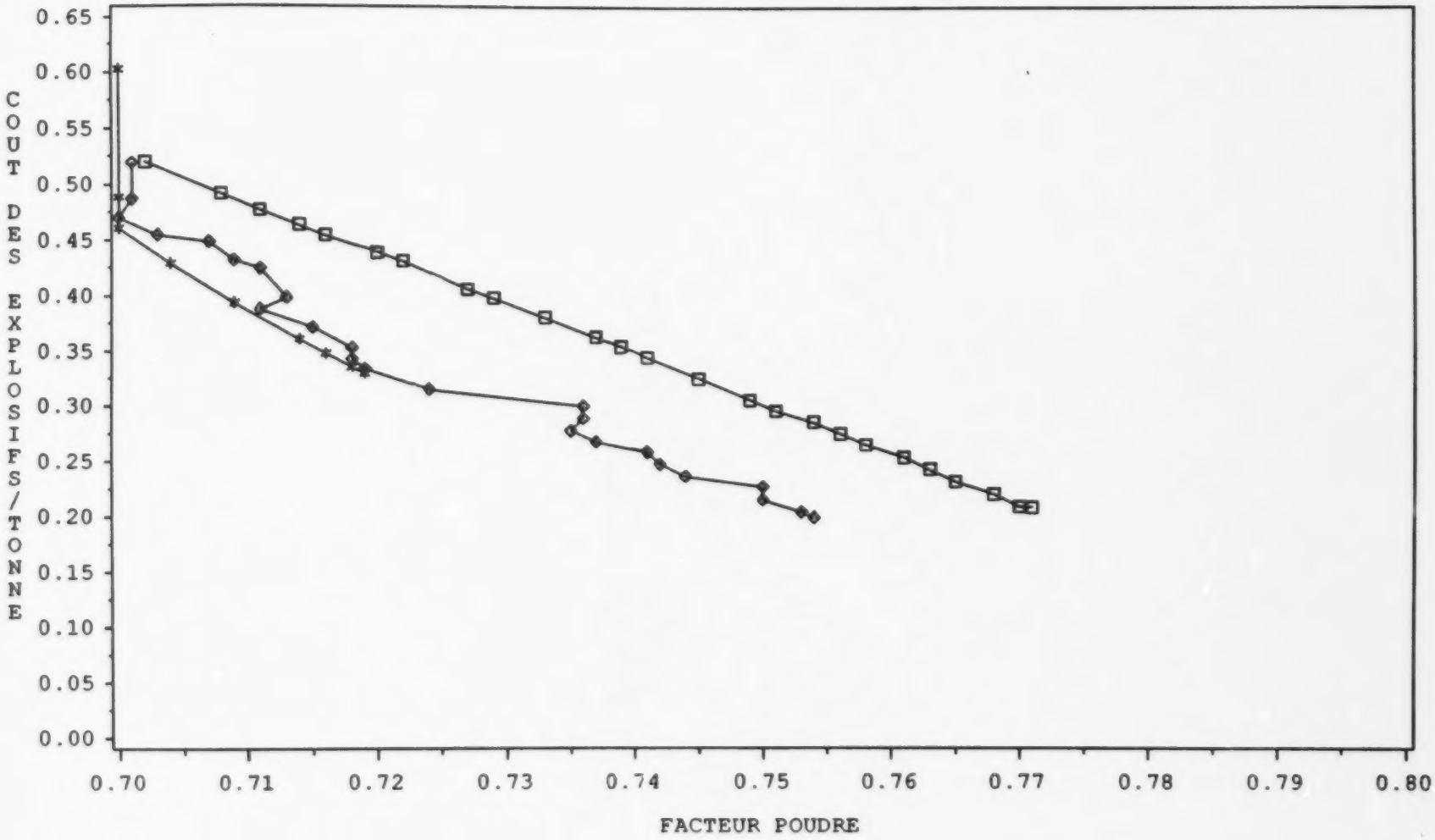
Figure 3.6

La figure 3.7 illustre une tendance à la baisse du coût des explosifs par tonne de roche cassée lorsque le facteur poudre augmente, soit exactement dans le même ordre d'idée que la figure précédente, c'est-à-dire que le TOVEX permettant de casser plus de minerai que le ANFO pour chaque unité de poids (facteurs de 1,67 et 1,37 respectivement), on retrouve proportionnellement moins d'explosif pour chaque tonne de roche cassée (facteur poudre à la baisse) lorsqu'il y a davantage d'eau. Par contre, le TOVEX étant plus dispendieux, on retrouve un coût d'explosif par tonne de roche cassée supérieur lorsque le facteur poudre tend vers une valeur de 0,7.

Finalement, pour faire suite à la figure 3.3 qui indiquait que les coûts d'explosifs par tonne de roche cassée augmentaient, lorsque le nombre de tonnes cassées diminuait, et ce à partir des données du relevé, les mêmes figures ont été tracées pour les cas 1 (maximiser la production) et 3 (minimiser les coûts par tonne) afin de vérifier si cette tendance existait théoriquement. Evidemment, le cas 2 (minimiser les coûts) n'a pas été tracé, car le nombre de tonnes cassées était constant à 70 000 tonnes.

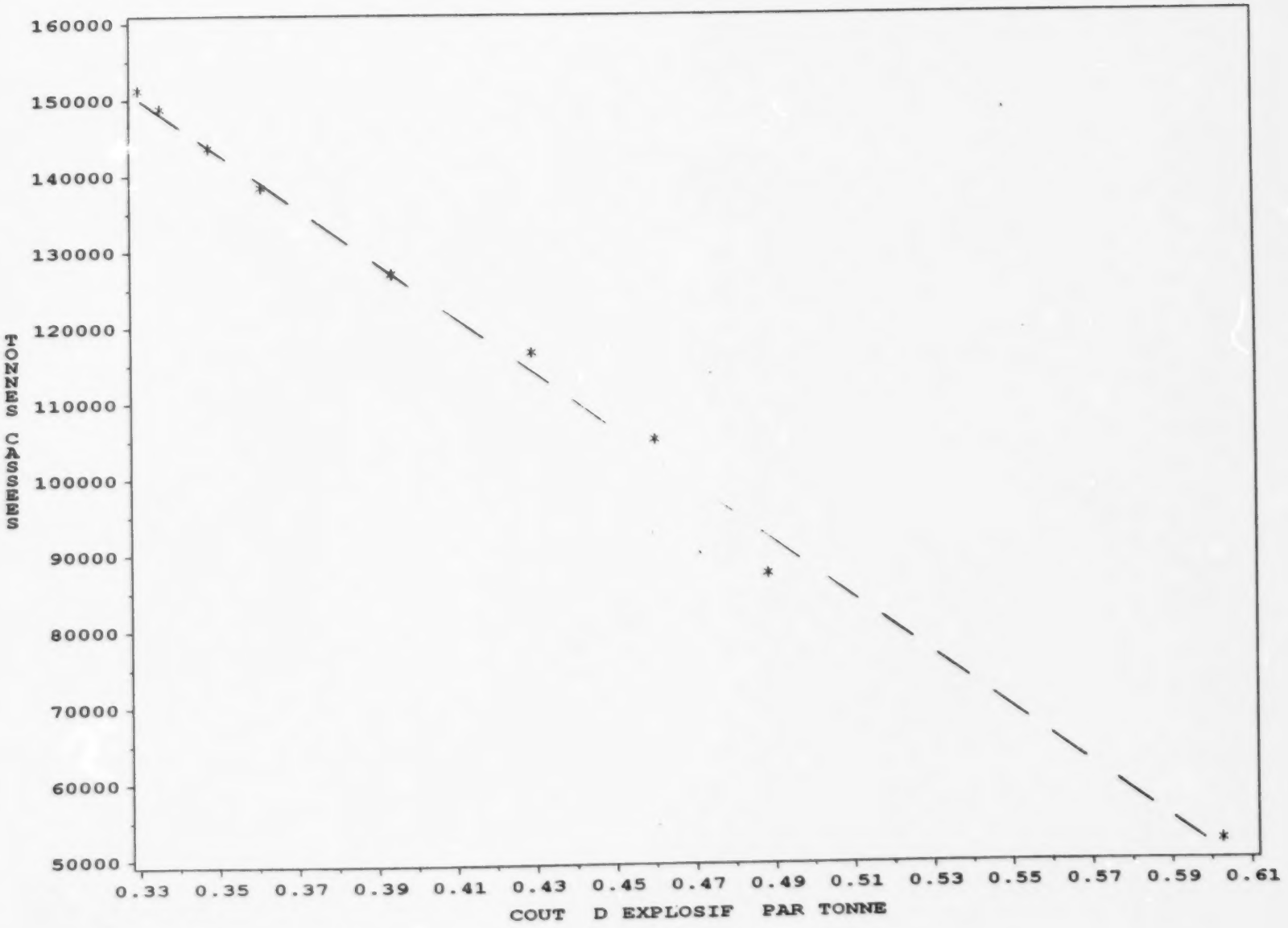
En fait, ces deux figures, 3.8 et 3.9, illustrent relativement bien cette tendance à la hausse des coûts d'explosifs par tonne lorsque la dimension des sautages (nombre de tonnes cassées) diminue, à l'exception d'une partie de la figure 3.9. Dans ce cas, on retrouve sur la figure une cohorte de points à plus faible coût d'explosif par tonne et un nombre de tonnes cassées variant entre 110 000 et 125 000. Cette cohorte indique bien qu'il est possible de diminuer les coûts d'explosifs par tonne autour de ces tonnages, lorsque les trous sont relativement secs.

COUT DES EXPLOSIFS PAR TONNE VS LE FACTEUR POUDRE



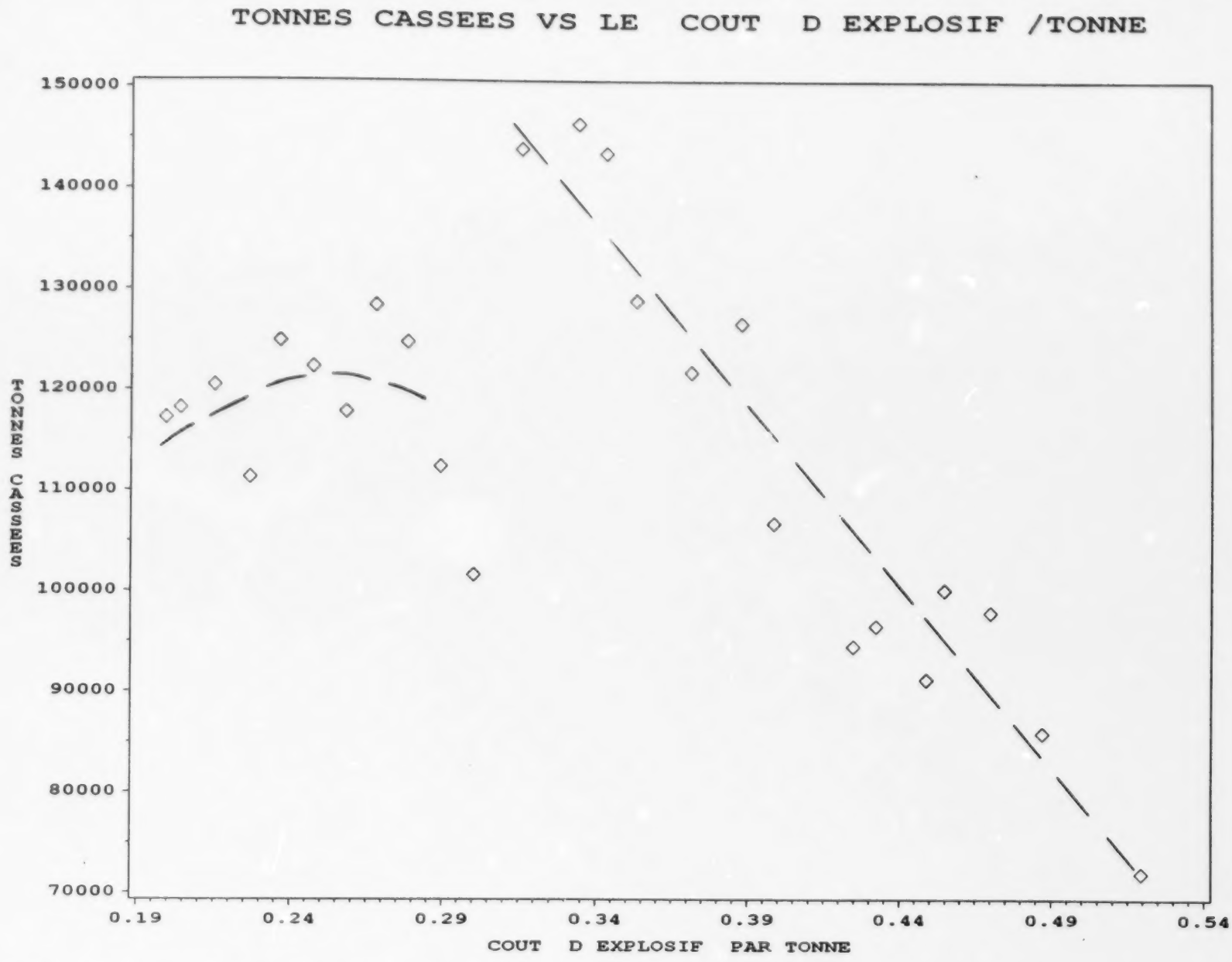
ETOILE : CAS 1 (MAXIMISER LA PRODUCTION)
CARRE : CAS 2 (MINIMISER LES COUTS)
LOSANGE: CAS 3 (MINIMISER LES COUTS PAR TONNE)

Figure 3.7



CAS 1: MAXIMISER LA PRODUCTION

Figure 3.8



CAS 3: MINIMISER LES COUTS PAR TONNE

Figure 3.9

Dans les cas où on retrouve davantage d'eau, les coûts sont augmentés pour des productions similaires dû au prix relativement élevé du TOVEX.

3.3 Considérations globales

Les résultats exposés ci-dessus ont permis de confirmer que l'utilisation simple de figures en 2D permet difficilement de porter un jugement quant à l'utilisation des explosifs ANFO et TOVEX.

L'analyse de régression multiple, pour sa part, a permis d'élaborer un modèle relativement fiable d'estimation de la production mensuelle, en se basant sur les quantités (livres) d'explosif ANFO (X_1) et TOVEX (X_2). La forme de l'équation obtenue est la suivante:

$$\text{Production} = 1{,}37\ X_1 + 1{,}67\ X_2 - 4132{,}63$$

Quant au logiciel d'optimisation OPTIMUL, qui combine le modèle d'estimation avec une série de spécifications provenant de la société minière, celui-ci a été utilisé pour déterminer les quantités optimales d'explosif ANFO et TOVEX requises pour trois cas spécifiques:

1- maximiser la production mensuelle;
2- minimiser les coûts d'explosif sur une base mensuelle;

ou encore,

3- minimiser les coûts d'explosifs par tonne de roche cassée.

L'analyse des résultats, basée sur l'ensemble des contraintes pratiques provenant de cette société minière, permet de réaliser que la solution optimale est obtenue lorsqu'on

cherche à minimiser les coûts d'explosifs par tonne de roche cassée.

De plus, les résulats obtenus semblent indiquer qu'il serait possible, afin de minimiser le coût des explosifs par tonne de roche cassée, de modifier le patron de forage ou le mode de chargement des trous de forage (bourre) dans les secteurs où on retrouve de l'eau en plus grande proportion dans la mine, ce qui permettrait de conserver une facteur poudre relativement constant à 0,7 livre d'explosif par tonne de roche cassée.

Suite à de tels ajustements, il faudrait s'assurer que le niveau de fragmentation du roc soit adéquat, ce qui ne peut être contrôlé à partir des données d'information disponibles. Par contre, étant donné qu'à cette mine on considère qu'un facteur poudre de 0,7 est approprié pour le cassage du roc et l'obtention d'une fragmentation adéquate, on peut croire que les recommandations précédentes soient raisonnables.

Finalement, il apparait que la dimension des sautages influence les coûts d'explosifs par tonne de roche cassée, ces derniers étant à la hausse lorsque le nombre de tonnes cassées est moindre : ce phénomène est normal à cause du facteur de confinement. Il semble donc préférable, suite à ce résultat, de privilégier les sautages de plus grand volume dans la mesure du possible.

CHAPITRE IV

SELECTION OPTIMALE DE FACTEURS DE PRODUCTION BASEE SUR LES CARACTERISTIQUES PHYSIQUES DU GISEMENT, DES CONTRAINTES DE PRODUCTION ET LE RESULTAT DE L'ANALYSE DE REGRESSION MULTIPLE DE LA MINE C

4.1 Approche utilisée pour la mine C

Le fichier des données d'information utilisé pour l'obtention du modèle d'estimation de la production concerne les détails mensuels des tâches réalisées en chantier (section 2.2.3). Ce modèle d'estimation a été présenté au tableau 2.1 et s'exprime ainsi:

$$\text{Production (t.m.)} = 0{,}94\ X_1 + 6{,}14\ X_2 + 8{,}27\ X_3 - 5{,}57\ X_4 - 885{,}13\ X_5 + 669{,}55$$

où:

X_1: nombre de kilogrammes d'explosif utilisés

X_2: nombre de boulons conventionnels installés dans le minerai

X_3: nombre de barres d'armature installées dans le stérile

X_4: surface couverte par le grillage dans le stérile (m^2)

X_5: utilisation de la méthode d'abattage par coupes et remblai (variable booléenne)

Ce résultat peut être utilisé, en combinaison avec une série de contraintes fixées par le département d'ingénierie de la mine C, afin d'optimiser la sélection de ces facteurs expliquant la production dans le but de minimiser leurs coûts de production par tonne de roche cassée.

A noter que ce travail ne portera que sur la méthode d'abattage par coupes et remblai, qui constitue la cinquième variable indépendante incluse dans l'équation de régression. De plus, les cas considérés au chapitre précédent afin de maximiser la production ou de minimiser les coûts sur les variables indépendantes ne seront pas étudiés à nouveau, puisque considérés uniquement comme des applications théoriques.

4.2 Méthode d'abattage par coupes et remblai à la mine C

La méthode d'abattage par coupes et remblai fait l'objet de cette étude d'optimisation portant sur certains facteurs expliquant le niveau de production (figures 4.1, 4.2 et 4.3). La figure 4.1 présente une illustration complète de cette méthode d'abattage. Le gisement, présentant un pendage variant de 15 à 45 degrés, une longueur de 20 à 40 mètres et une largeur de 8 à 15 mètres, est accédé par une rampe de 3,5 mètres de hauteur par 5 mètres de largeur. Cette voie d'accès possède une inclinaison variable, passant de -15% à +20%, ce qui permet d'accéder successivement à 5 coupes horizontales de 4 mètres de hauteur (fig. 4.1 à 4.3).

Les boulons conventionnels sont ancrés à l'intérieur des chantiers (minerai), alors que les barres d'armature et le grillage sont posés dans les rampes d'accès aux chantiers (stérile). Les figures 4.2 et 4.3 servent à schématiser la méthode d'abattage afin de connaître les surfaces à couvrir par les boulons (minerai), les barres d'armature (stérile) et

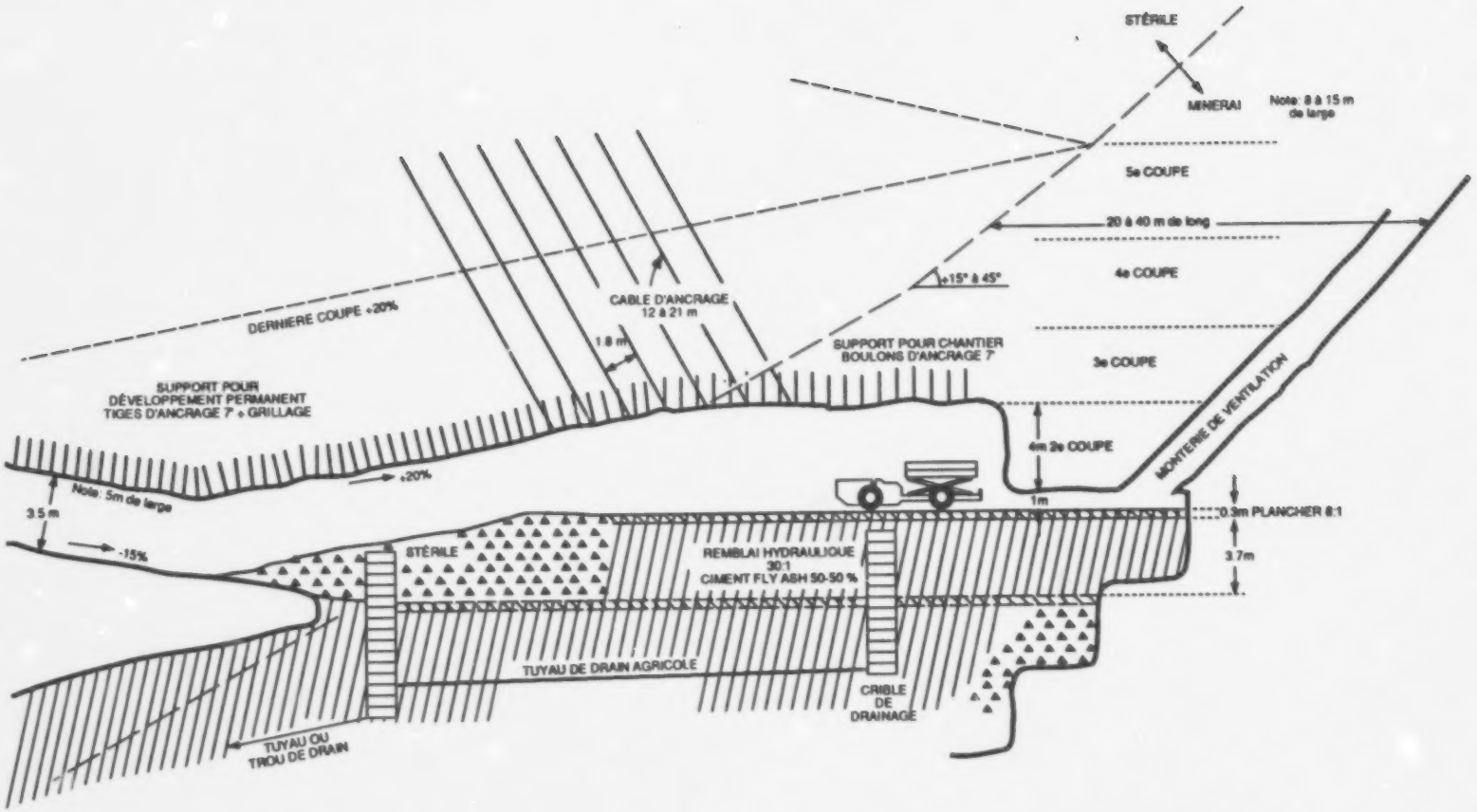


Figure 4.1 Illustration de la procédure d'exploitation d'un chantier coupes et remblai à la mine C

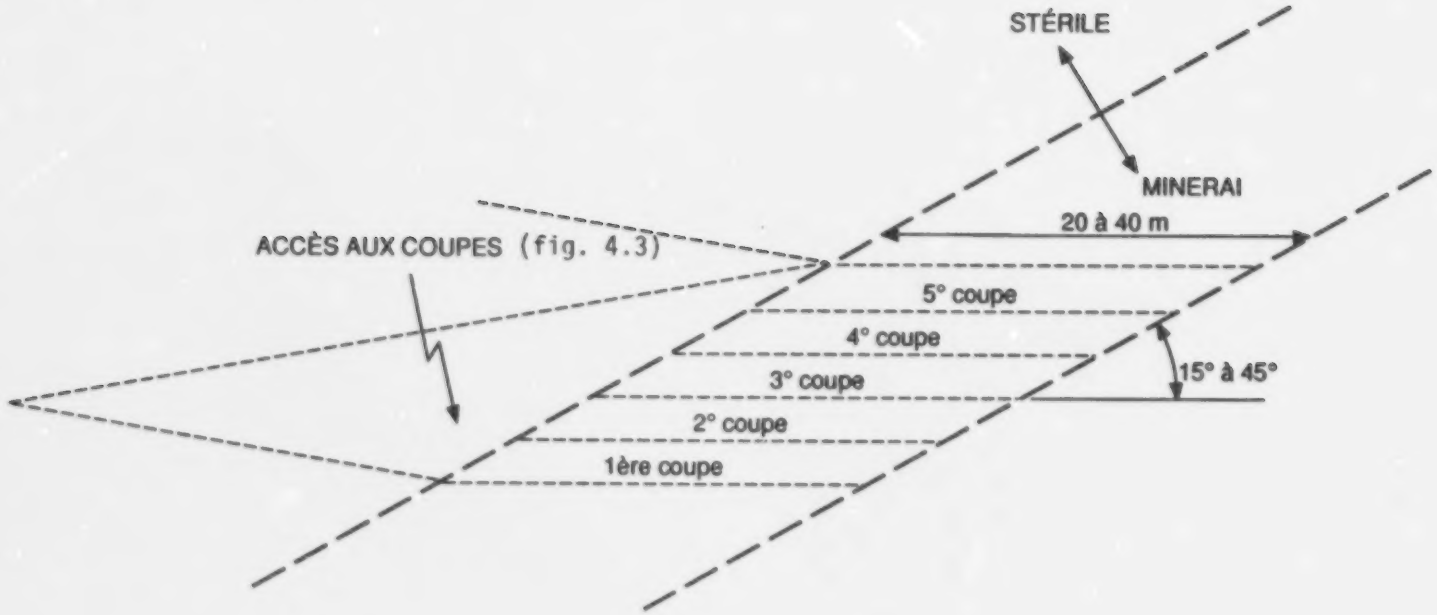
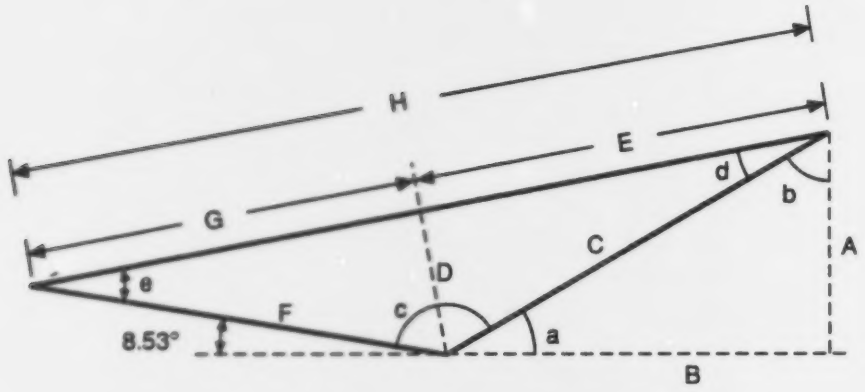


Figure 4.2 Schéma illustrant la méthode d'exploitation par coupes et remblai à la mine C



a = pendage du gisement (15° à 45°)
b = 90 - a
c = 180 - 8.53° - a
d = 180 - c - e
e = 19.84

A = 20 m (5 coupes de 4 mètres)
B = A x tg (b)
C = A/sin (a)
D = C x sin (d)
E = C x cos (d)
F = D/sin (e)
G = F x cos (e)
H = E + G

$S = (F + C + H) /2$

$\text{Aire} = [S \times (S - F) \times (S - C) \times (S - H)]^{1/2} \rightarrow$ (aire de stérile)

Figure 4.3 Schéma illustrant la surface d'accès aux coupes pour la méthode d'exploitation par coupes et remblai à la mine C

le grillage (stérile). Ces surfaces serviront à établir une base de calcul à la section suivante de ce chapitre, en ce qui a trait aux exigences de soutènement du terrain.

Les informations retrouvées sur la figure 4.3 permettent de calculer le volume total de stérile à extraire et la surface globale de stérile à supporter (barres et grillage). Suite à une consultation auprès du département d'ingénierie, il a été déterminé que cette surface de stérile à soutenir pouvait ainsi être évaluée (à noter que les variables A à H correspondent à celles utilisées sur la page de la figure 4.3):

$I = F \times 5$

$J = H \times 5$

$K = (I + J) / 2$

$L = K \times 2$

où:

I: surface de stérile à soutenir au toit pour la longueur de la rampe à la position F, sur une largeur de 5 mètres.

J: surface de stérile à soutenir au toit pour la longueur de la rampe à la position H, sur une largeur de 5 mètres.

K: surface moyenne de rampe à soutenir au toit.

L: surface totale de rampe à soutenir au toit; à noter qu'un facteur de 2 est utilisé malgré les 5 coupes effectuées, car la rampe n'est déplacée qu'en partie à chaque coupe.

4.3 Logiciel d'optimisation pour la mine C

Tel que mentionné précédemment, le logiciel d'optimisation qui sélectionne des valeurs pour chaque variable indépendante du modèle d'estimation, et qui sert à expliquer la production obtenue, a été créé dans le but d'en minimiser les coûts par tonne de roche cassée (stérile + minerai). Diverses contraintes sont intégrées au logiciel OPTIMULC.EXE, dont le

listage se trouve en annexe G, afin de tenir compte de restrictions au niveau des variables et de la production.

Il faut noter que le modèle de régression génère une estimation de la production sur une période mensuelle alors que les surfaces et volumes calculés précédemment (section 4.2) se rapportent à la durée complète d'exploitation d'un chantier. Il a donc fallu intégrer une variable ayant trait à la durée de vie d'un chantier afin de permettre de se rapporter aux valeurs recueillies sur une base mensuelle à partir du chantier global à exploiter (durée supérieure à 1 mois).

Le but recherché consiste à minimiser la valeur de l'équation suivante sur une base mensuelle pour la durée de vie d'un chantier:

$$\text{Min} \left(\frac{C_1 \times X_1 + C_2 \times X_2 + C_3 \times X_3 + C_4 \times X_4}{0{,}94\ X_1 + 6{,}14\ X_2 + 8{,}27\ X_3 - 5{,}57\ X_4 - 215{,}58} \right)$$

où les C_i constituent les coûts unitaires de chaque variable indépendante (définis ultérieurement). Les contraintes utilisées, fixées par l'entreprise minière et par l'équation de régression multiple, sont les suivantes:

i) coût unitaire de chaque variable indépendante:
   C_1 = 0,588 \$/kg (explosifs)
   C_2 = 3,79 \$/boulon
   C_3 = 9,467 \$/barre
   C_4 = 4,219 \$/m^2 (grillage)

ii) facteur poudre (kilogramme/tonne):

$$0,40 \leq \left[\frac{X_1}{0,94\ X_1 + 6,14\ X_2 + 8,27\ X_3 - 5,57\ X_4 - 215,58} \right] \leq 0,50$$

iii) densité de boulonnage (D1) et d'installation de barres d'ancrage (D2):
D1 $\geq$ 1 boulon par 1,44 m^2
D2 $\geq$ 1 barre par 1,44 m^2

iv) installation du grillage:
uniquement dans le stérile, surperficie équivalente à la surface de stérile dans le toit de la rampe.

v) valeurs mensuelles minimales et maximales sur les variables indépendantes:
$0 \leq X_1 \leq 7950$ (kilogrammes d'explosif)
$0 \leq X_2 \leq 547$ (boulons)
$0 \leq X_3 \leq 519$ (barres)
$0 \leq X_4 \leq 466$ (mètres carrés de grillage)

vi) durée de vie, en production réelle, d'un chantier (sans tenir compte des tâches connexes telles que le remblayage, etc)

$$\text{vie} = \left\{ \frac{\text{(volume de stérile + minerai) x 2,85 t.m./m}^3}{\text{production mensuelle (modèle d'estimation)}} \right\}$$

vie $\leq$ 5 mois, pour tenir compte des contraintes internes aux chantiers.

vii) caractéristiques du gisement:

20 m	≤	longueur	≤	40 m
8 m	≤	largeur	≤	15 m
15°	≤	pendage	≤	45°

hauteur du chantier: 20 mètres

Basés sur l'ensemble de ces contraintes, les résultats obtenus avec le logiciel d'optimisation sont les suivants, pour un chantier dont la longueur est de 20 mètres, la largeur de 8 mètres et le pendage de 15 degrés:

- X_1 = 3185 kilogrammes d'explosif
- X_2 = 534 boulons
- X_3 = 25 barres d'armature
- X_4 = 282 mètres carrés de grillage
- Facteur poudre = 0,485 kilogramme/tonne métrique
- Production mensuelle = 6564 tonnes métriques (stérile + minerai)
- Coût mensuel (variables étudiées) = 7466 $
- Coût mensuel par tonne métrique = 1,137 $/tonne

4.4 Etude de sensibilité portant sur les coûts par tonne en fonction des dimensions des chantiers (longueur, largeur, pendage)

Dans le but d'analyser l'influence des dimensions des chantiers (longueur, largeur, pendage) sur les coûts par tonne pour les variables étudiées, une série de figures sont présentées à partir des résultats obtenus à l'aide du logiciel d'optimisation. Afin d'éviter d'alourdir le texte, l'ensemble des figures illustrant les variations des coûts par tonne pour les explosifs, les boulons, les barres d'armature et le grillage en fonction de la longueur, la largeur et le pendage des chantiers sont présentées en annexe H.

4.4.1 Coûts par tonne vs longueur des chantiers

Les huit premières figures de l'annexe H (figures H.1 à H.8) présentent les variations des coûts par tonne en fonction de la longueur des chantiers pour des largeurs variant de 8 à 15 mètres par accroissement de 1 mètre et des pendages de 15, 30 et 45 degrés.

Ces figures permettent de réaliser, qu'en général, on retrouve une diminution des coûts par tonne lorsque la longueur des chantiers s'accroît. On rencontre toutefois quelques inversions à diverses longueurs, selon les figures, dûes à la contrainte de la durée de vie en production d'un chantier (limitée à 5 mois) qui a pour effet d'imposer une solution qui ne soit pas nécessairement optimale sur une même base comparative.

On peut également constater que les parties de gisement présentant un pendage supérieur (45 degrés) sont plus économiques à exploiter, pour les variables considérées, que lorsque le pendage est faible (15 degrés). Ce résultat est dans l'ordre normal des choses si on considère la grande surface de stérile à supporter pour un pendage de 15 degrés par rapport à un pendage de 45 degrés. Enfin, il existe, encore une fois, quelques inversions dûes à la contrainte de la durée de vie en production d'un chantier. Un autre point à mentionner est que la différence des coûts par tonne, pour les variables considérées, s'amenuise lorsque la largeur des chantiers s'accroît. Une fois de plus, cette tendance est causée par la contrainte de la durée de vie en production d'un chantier: les valeurs optimales des variables indépendantes auraient été obtenues pour une durée de vie, en production seulement, supérieure à 5 mois et, étant donné la contrainte, la valeur qui ressort n'est pas nécessairement minimale.

En somme, même s'il n'existe pas vraiment de contrôle sur certaines variables, dont le pendage, on doit retenir que celles-ci doivent être considérées lors de l'évaluation économique d'un chantier de production. De plus, le fait de vouloir exploiter un chantier rapidement suite à sa mise en production peut avoir un effet sur les coûts d'exploitation qui y sont étroitement liés, comme le démontrent les inversions retrouvées sur les figures étudiées.

4.4.2 Coûts par tonne vs vie des chantiers

Les figures H.9 à H.11 présentent les coûts par tonne des variables indépendantes analysées en fonction de la durée de vie des chantiers, pour des largeurs de chantiers de 8, 11 et 15 mètres et des pendanges du gisement de 15, 30 et 45 degrés (figures H.9, H.10 et H.11 respectivement).

Tel que constaté dans la sous-section précédente, il existe une tendance à la baisse des coûts par tonne lorsque la durée de vie des chantiers augmente. Cette situation est reliée à la longueur des chantiers. En effet, la quantité de développement dans le stérile demeure la même (coûts fixes) alors que la quantité de minerai s'accroît lorsque la longueur du chantier augmente; ceci a donc pour conséquence de diminuer les coûts par tonne totale (minerai + stérile). La même raison prévaut pour expliquer les coûts inférieurs par tonne pour des largeurs de chantiers à la hausse.

Une comparaison entre les trois figures permet de noter que pour une même durée de vie de chantier, le pendage a peu d'effet sur les coûts par tonne, même si on remarque une légère tendance à la baisse lorsque le pendage augmente.
Finalement, on remarque quelques inversions sur ces figures dues, une fois de plus, à la contrainte sur la durée de vie maximale en production d'un chantier. La sélection des

variables demeure optimale suivant cette contrainte, mais cette dernière a pour effet de fausser les résultats par rapport aux points pour lesquels cette contrainte ne s'applique pas. La base comparative n'étant pas la même, la sélection des valeurs pour les variables indépendantes a pour conséquence d'augmenter les coûts par tonne lorsque la sélection optimale aurait été pour une durée de vie supérieure à 5 mois en production réelle.

4.4.3 Coûts par tonne vs variables quantitatives expliquant la production

Sur les figures H.12 à H.23, on retrouve illustrés les coûts par tonne en fonction des valeurs de chaque variable indépendante déterminées avec le logiciel d'optimisation, soit les quantités d'explosif (figures H.12 à H.14), le nombre de boulons installés (figures H.15 à H.17), le nombre de barres d'armature (figures H.18 à H.20) et la surface de grillage posée (figures H.21 à H.23), pour des largeurs de chantiers de 8, 11 et 15 mètres et des pendages du gisement de 15, 30 et 45 degrés.

L'analyse de l'ensemble de ces figures permet de faire ressortir les éléments suivants:

- les coûts par tonne sont affectés à la baisse lorsque la quantité d'explosif utilisée augmente: ceci est donc associé au volume des sautages;

- une augmentation du pendage du gisement a pour effet de diminuer l'étalement des points, et par le fait même, les écarts existant au niveau des coûts par tonne lorsque les quantités d'explosif varient;

- les figures H.15 à H.17 font ressortir, qu'en général, le modèle d'optimisation ajuste le nombre de boulons à poser à sa valeur limite supérieure (Xmax = 547), selon les contraintes d'utilisation du modèle de régression multiple: ce résultat est normal car le modèle de régression indique que la production augmente lorsque la pose de boulons s'accroît. Les autres points sont présents dû à la contrainte de la durée de vie d'un chantier en production qui oblige à réajuster certains facteurs proportionnellement moins dispendieux et d'en accroître d'autres dont les coûts comparatifs sont supérieurs;

- les figures H.18 à H.20, ayant trait au nombre de barres d'armature, ne permettent de déceler aucune tendance particulière;

- finalement, les figures H.21 à H.23 permettent de noter une hausse des coûts par tonne associée avec une augmentation de la surface de grillage installée. Ceci est dû au facteur négatif retrouvé dans l'équation de régression multiple pour cette variable. Ainsi, la production estimée s'amoindrie lorsqu'on augmente la surface de grillage installée alors que les coûts totaux s'accroissent, ce qui permet d'expliquer le phénomène.

4.4.4 Nombre de tonnes cassées vs coût par tonne

Les trois dernières figures, H.24 à H.26, présentent la relation entre le nombre de tonnes cassées et les coûts par tonne enregistrés pour des largeurs de chantiers de 8, 11 et 15 mètres et des pendages du gisement de 15, 30 et 45 degrés respectivement.

Une fois de plus, il ressort clairement que les coûts par tonne sont supérieurs pour les chantiers de plus faible

largeur. Par contre, on note en général relativement peu de variations des coûts par tonne lorsque le nombre de tonnes cassées évolue, malgré une très légère tendance à la hausse, pour certains cas, des coûts par tonne lorsque le nombre de tonnes cassées diminue.

4.5 Considérations globales

Tout comme au chapitre 3, on constate qu'il est avantageux d'utiliser conjointement un modèle d'estimation obtenu par régression multiple, une série de contraintes minières et un modèle d'optimisation, afin de sélectionner des valeurs optimales de variables permettant d'expliquer la production, dans le but de minimiser les coûts par tonne sur ces variables.

Les résultats obtenus indiquent clairement que la géométrie d'un gisement (pendage, longueur, largeur) influence la valeur des coûts par tonne lors de l'exploitation. Il en est de même de la durée de vie d'un chantier en production. Même s'il n'existe aucun contrôle sur ces facteurs, ceux-ci doivent être bien connus pour permettre une évaluation économique valable avant la mise en production.

Ultimement, il aurait été préférable d'aller plus loin dans cette analyse afin d'intégrer de nouvelles variables ou de nouveaux facteurs, tels que la mise en marché du produit, les opérations de remblayage ou autres; ceci aurait permis d'analyser l'influence globale d'une série de facteurs sur les coûts de production en vue de maximiser les profits de l'entreprise. Par contre, le but recherché dans cette thèse est atteint et les sujets discutés ci-haut pourraient faire l'objet de travaux ultérieurs.

CONCLUSION

L'objet de cette recherche consistait à utiliser des banques de données d'information recueillies dans trois mines du Québec, afin de juger des possibilités d'application de trois outils informatiques, lors de prises de décisions ayant trait à la planification minière en chantiers, dans le but de minimiser les coûts unitaires de production sur certaines variables pertinentes aux opérations.

Dans un premier temps, ces trois outils informatiques ont été appliqués à la mine A. Il en est ressorti les résultats sommaires suivants à cette mine:

1- La création d'une base de connaissances et l'utilisation d'un système expert (ID3 et Micro-Expert) ont permis d'obtenir un ordre de grandeur du niveau de production espéré, mais n'a pas permis d'optimiser les décisions à prendre.

2- L'utilisation des réseaux de neurones (NEUROSHELL) a fourni un outil d'estimation de la production relativement précis, lorsque bien validé par essais et erreurs; par contre, ce système ne permet pas d'obtenir des bases d'équations mathématiques qui pourraient servir à faire de l'optimisation, ce qui correspond à un des objectifs de cette étude.

3- L'obtention d'un modèle d'estimation par analyse de régression multiple, qui comportait des variables indépendantes dont les coûts unitaires étaient non-quantifiables, a rendu irréalisable le travail d'optimisation pour la mine A.

En somme, l'ensemble des modèles d'estimation obtenus pour la mine A ont une certaine valeur au niveau de la planification minière, alors qu'ils permettent d'évaluer rapidement, tel un simulateur, diverses alternatives de prises de décision.

Par la suite, l'examen des résultats des analyses de régression multiple obtenus aux mines B et C ont permis de réaliser que les modèles d'estimation ainsi créés en combinaison avec une série de conditions d'opération et un logiciel d'optimisation pouvaient servir à optimiser la sélection des valeurs des variables indépendantes, afin de minimiser les coûts unitaires de production.

Une étude de sensibilité, menée sur l'ensemble des résultats obtenus avec les logiciels d'optimisation aux mines B et C, a permis de faire ressortir les points suivants:

1- Afin de minimiser les coûts des explosifs (ANFO et TOVEX) par tonne de roche cassée, il y aurait lieu de modifier le patron de forage ou le mode de chargement des trous (bourre), dans les secteurs de la mine où on retrouve une plus grande proportion d'eau; ceci permettrait de conserver le facteur poudre constant à 0,7 livre d'explosif par tonne de roche cassée (mine B).

2- Les dimensions des sautages influencent les coûts d'explosifs par tonne de roche cassée (mine B). Les

résultats indiquent que le coût par tonne est minimal pour un sautage de l'ordre de 120 000 tonnes courtes.

3- La géométrie d'un gisement (pendage, longueur et largeur) en exploitation affecte la valeur des coûts par tonne de roche cassée (mine C).

Cette recherche doit être considérée comme une étape initiale dans l'étude de l'influence de diverses variables sur les coûts de production. Dans le but de valider et d'améliorer les résultats de cette thèse, les travaux suivants sont suggérés:

1- Créer un modèle qui pourrait servir à déterminer le degré de fragmentation du roc et qui tiendrait compte du patron de forage, du mode de chargement (bourre), du type de roc et de la quantité d'eau dans les trous de forage.

2- Intégrer de nouvelles variables et/ou de nouvelles indications qui tiendraient compte d'autres coûts, tels que la mise en marché du produit, les opérations de forage, sautage, déblayage, transport, hissage, remblayage, usinage, dépôt des résidus, ...

Par ailleurs, l'approche développée antérieurement pourrait être utilisée au sein des sociétés minières, en créant des modèles d'estimation de la production en considérant des variables pour lesquelles des coûts unitaires sont disponibles. Par la suite, le modèle créé et validé avec REG. EXE pourrait être utilisé dans le but d'optimiser les diverses opérations, afin de minimiser les coûts unitaires d'opération.

BIBLIOGRAPHIE

1.* Laflamme, M. et Collins, J.L. (1988): L'influence de diverses variables, dont la prime au rendement, sur la productivité minière souterraine au Québec. Rapport d'étape présenté à Energie, Mines et Ressources Canada, au Centre de Recherches minérales du Québec et à l'Association minière du Québec Inc. Juillet.

2.* Gignac, L.P. (1979): Hybrid simulation of underground trackless equipment. Thèse de doctorat, Université Missouri - Rolla.

3.* Steiker, A.B. (1982): Simulation of an underground haulage system. 17th APCOM symposium, Chapter 52, pp. 599 - 613. Avril.

4.* Gershon, M. (1982): A linear programming approach to mine scheduling optimization. 17th APCOM Symposium, chapter 43, pp. 483 - 493. Avril.

5.* Wilke, F.L. et Woehrle, W. (1979): A model for short-range planning and monitoring of mining in potassium deposits of level formation. 16th APCOM Symposium, Chapter 31, pp. 304 - 312. Avril.

6.* Fytas, K., Pelley, C. et Calder, P.N. (1987): Optimization of open-pit short - and long - range production scheduling. CIM Bulletin, pp. 55-61. Août.

7.* Manula, C.B. et Suboleski, S.C. (1981): Predicting the effect of physical conditions on productivity in underground coal mines. Mining Engineering, pp. 1461 - 1465. Octobre.

8.* Grayson, R.L. et Wang, Y.J. (1984): Forecasting underground coal mine productivity with a microcomputer. Use of computers in coal industry II, chapitre 22, pp. 157 - 164.

9.* Griffin, W.H. (1966): The analysis of a mining contract system by multiple linear regression. Thèse de maîtrise présentée au département de mines et métallurgie de l'Université de l'Alberta. Avril.

10. Wilke, F.L. et Schächter, H.N. (1982): Computer-based planning of mining operations on the basis of statistical evaluation. 17th APCOM Symposium, chapter 24, pp. 255 - 262. Avril.

11. Chatterjee, P.K., Johnston, G. et Holguin, S. (1987): Computer-aided schedule optimization in room - and - pillar and longwall operations. Mining Engineering, pp. 433 - 436. Juin.

12. Bandopadhyay, S. et Sundararajan, A. (1987): Simulation of a longwall development - extraction network. CIM Bulletin, pp. 63 - 70. Juillet.

13. Stickney, M.E. (1981): Reducing mining costs through computer technology. Mining Engineering, pp. 388 - 391. Avril.

14. Skodack, T. (1982): Using CARE to predict equipment needs, costs and productivity. Mining Engineering, pp. 1570 - 1572. Novembre.

15. Aimone, C.T. (1982): DRBLST - A computer cost model for surface coal mine fragmentation. 17th APCOM Symposium, chapter 4, pp. 24 -30. Avril.

16. Nielsen, K. (1986): Optimum fragmentation in underground mining. 19th APCOM Symposium, chapter 68, pp. 746 - 753. Avril.

17.* Thompson B. & Thompson W.(1986): Finding Rules in Data, BYTE, pp. 149 - 158. Novembre.

18.* Thompson B. & Thompson W.(1985): Micro Expert-IBM PC Version 1.0, McGraw-Hill Book Company.

19.* Caudill, M. (1987): Neural Networks Primer - Part I. A.I. Expert, pp. 46 - 52. Décembre.

20. Caudill, M. (1988): Neural Networks Primer - Part II. A.I. Expert, pp. 55 - 61. Février.

21. Caudill, M. (1988): Neural Networks Primer - Part III. A.I. Expert, pp. 53 - 59. Juin.

22. Caudill, M. (1988): Neural Networks Primer - Part IV. A.I. Expert, pp. 61 - 67. Août.

23. Caudill, M. (1989): Neural Networks Primer - Part VI. A.I. Expert, pp. 61 - 67. Février.

24. Auteur inconnu (1988): Neuroshell. Ward System group. Volume du mode d'utilisation du logiciel Neuroshell. 89 p.

25. Billette, N.R., Laflamme, M. et Collins, J.L. (1988): Influence of various quantitative parameters, including bonus, on underground productivity. Article présenté au "CANMET: Partner with the Ontario mining industry", Timmins, Ontario, 22-23 November.

26. Laflamme, M. et Collins, J.L. (1989): Sélection optimale des quantités d'explosifs basée sur les contraintes de production et un résultat d'analyse de régression multiple. 91ième congrès annuel de l'Institut Canadien des Mines et de la Métallurgie, Québec. Mai.

27. Ryval, M. (1987): L'intelligence artificielle. Revue d'Air Canada, pp. 25 - 124. Mars.

28. Nilsson, D.S. (1987): Underground mining productivity. Mining Magazine, pp. 539 - 547. June.

29. Harmon P. et King, D.(1985): Expert Systems. John Wiley & Sons.

30. Hayes-Roth, F., Waterman, D.A. et Lenat D.B.(1983): Building Expert Systems, Edison-Wesley Publishing Company.

31. Fytas, K., Collins, J.L., Flament, F., Galibois, A., Singhal, R.(1987): Potential Applications of Knowledge Based Systems in Mining. 89th AGM of CIM, Toronto. Mai.

32. Townsend, C. et Feucht, D.(1986): Designing and Programming Personal Expert Systems. Tab Books Inc.

33. Laflamme, M. et Collins, J.L. (1988): Multiple Regression Analysis vs Expert System for the Study of the Relationship between Mine Productivity and Other Significant Variables such as Bonus. Computer Applications in the Mineral Industry- First Canadian Conference. Editeurs K. Fytas, J.L. Collins et R.K. Singhal. Publié par A.A. Balkema, Hollande, Rotterdam, 1988. Même article présenté au 90ième congrès de ICM, Edmonton, 8-12 mai, 1988 (article numéro 98) et soumis à l'AMMQ, EMR, CRM et les sept mines participantes en décembre 1987.

34. Laflamme, M. (1986): Etudes sur les liens présumés entre prime au rendement et productivité ainsi qu'entre prime au rendement et accidents du travail dans les mines souterraines du Québec. Rapport présenté à Energie, Mines et Ressources Canada, au Centre de Recherches minérales du Québec et à l'Association des mines de métaux du Québec. Juillet.

35. Billette, N.R. et Laflamme, M. (1987): Influence of various parameters on underground accidents: a multifactorial approach in Quebec mines. 89ième congrès annuel de l'Institut Canadien des Mines et de la Métallurgie, Toronto. Mai.

36. Billette, N. et Laflamme, M. (1986): Influence of bonus, age, and experience on Quebec underground accidents. 88ième congrès annuel de l'Institut Canadien des Mines et de la Métallurgie, Montréal. Mai.

37. Chouinard, J.L. et Billette, N. (1984): Bonus-accidents: is there a link? 86ième congrès annuel de l'Institut Canadien des Mines et de la Métallurgie, Ottawa. Avril.

38. Fisher, J.H. (1983): The relationship between small crew incentives and other factors and accident rates in Ontario mines, final report. Peter Moon and Associates. Juin.

39. Beaudry, R. et al (1981-1982): La sécurité dans les mines souterraines. 3 volumes. Aussi connu comme la Commission Belmoral.

40. Burkett, K. et al (1980): Towards safe production. Rapport de la Commission conjointe d'enquête fédérale-provinciale sur la sécurité dans les mines et les ateliers miniers en Ontario. Avril.

41. Norusis, M.J. (1985): SPSS^{X}: Advanced Statistics Guide. McGraw-Hill Book Company, SPSS Inc. Chicago, U.S.A., pp. 10 - 71.

42. Norusis, M.J. (1985): SPSS^{X}: User's Guide. McGraw-Hill Book Company, SPSS Inc. Chicago, U.S.A., pp. 662-686.

ANNEXE A

LOGICIEL DE REGRESSION MULTIPLE

(REG. EXE)

LOGICIEL D'ANALYSE DE REGRESSION MULTIPLE

PAR:

MARCEL LAFLAMME
DEPARTEMENT DE MINES ET METALLURGIE
UNIVERSITE LAVAL

SEPTEMBRE 1988

LOGICIEL D'ANALYSE DE REGRESSION MULTIPLE

RAPPEL THEORIQUE

Lors de travaux de planification, il peut être intéressant de connaitre le niveau d'influence de certains facteurs (variables indépendantes) sur une tâche particulière (variable dépendante). Une façon de résoudre ce problème consiste à utiliser la méthode d'analyse de régression multiple qui sert à obtenir un modèle d'estimation.

Le cas le plus simple consiste à relier ensemble de façon fonctionnelle deux variables (e.g. Y = a+bX) et d'examiner ensuite le graphique obtenu en deux dimensions (figure 1). Cette tâche permet de réaliser que les écarts positifs (mesurés au-dessus de la droite) annulent les écarts négatifs (mesurés en dessous de la droite). En fait, la somme algébrique des écarts par rapport à la droite d'estimation est égale à zéro ou, en d'autres termes, la somme des carrés des écarts est minimum. Chaque variable (X et Y) représente une dimension dans le plan, "Y" étant la variable dépendante, "X" la variable indépendante, "a" la valeur de l'interception avec l'axe Y et "b" la valeur de la pente déterminée par l'analyse de régression linéaire simple.

Lorsqu'on relie ensemble plus de trois variables, il devient cependant impossible de les représenter graphiquement en deux dimensions. Par contre, le principe utilisé demeure le même alors qu'on cherche à créer un modèle qui va bien s'ajuster aux valeurs observées en minimisant la

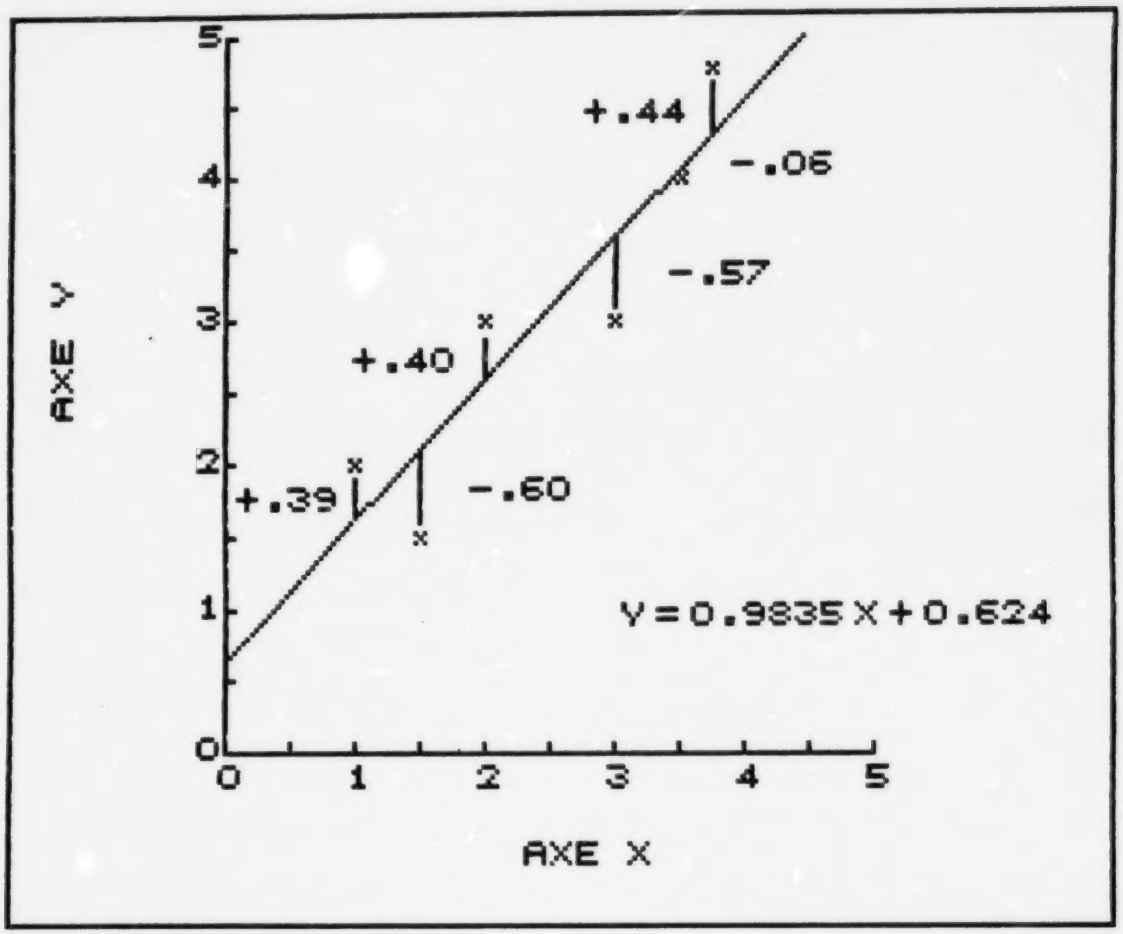


Figure 1

somme des carrés des écarts dans un plan à plusieurs dimensions (hyperplan), qui est cependant impossible à visualier.

La technique utilisée consiste donc à créer un modèle d'estimation linéaire entre une série de variables indépendantes (X) et une variable dépendante (Y). Le modèle peut donc s'exprimer avec l'aide de l'équation fonctionnelle suivante:

$$Y = a_0 + b_1X_1 + b_2X_2 + \ldots + b_iX_i$$

où "Y" est la variable dépendante, "X" représente chaque variable indépendante, "b" sert à donner un poids relatif à chaque variable indépendante et "a_0" indique les variations non expliquées par le modèle, variations qui pourraient être expliquées par d'autres variables non disponibles, non recueillies ou aléatoires (i.e. relevant du hasard).

Suite à l'ajustement d'une ligne ou d'un plan sur les données, la question suivante doit être: "Est-ce que ce modèle d'estimation est valide?". Divers résultats doivent être examinés afin de répondre à cette question.

Il existe un coefficient permettant de mesurer le degré d'ajustement du modèle, soit le R^2 (R Carré). Cette statistique fournit une mesure du pourcentage de changement de la variable dépendante qui peut être expliquée par des changements au niveau des variables indépendantes. La valeur idéale pour ce facteur est 1.0, mais une valeur d'environ 0.80 ou plus peut être considérée comme "bonne".

L'erreur type sur l'estimation informe sur le degré de précision du modèle lorsqu'on compare les valeurs "Y" estimées avec les valeurs "Y" observées. Il est évidemment souhaitable que cette valeur statistique soit aussi petite que possible, proportionnellement à l'ordre de grandeur de la variable dépendante.

Finalement, la valeur statistique T informe sur le niveau significatif de chaque variable dans le modèle d'estimation de la variable dépendante. Si la valeur absolue de T est supérieure à 2, la variable indépendante peut être considérée significative. Evidemment, plus la valeur du T est grande pour une variable indépendante, plus celle-ci est significative dans le modèle d'estimation.

UTILISATION DU LOGICIEL

Supposons qu'une grande industrie manufacturière ait demandé à un ingénieur de déterminer le temps requis pour déplacer une pièce en se basant sur la distance à parcourir et le poids de la pièce. Ce problème peut être résolu par analyse de régression multiple en créant une équation fonctionnelle de la forme suivante:

$$Y \text{ (temps)} = a + b_1X_1 \text{ (distance)} + b_2X_2 \text{ (poids)}$$

Les données disponibles sont illustrées dans le tableau suivant:

Observation No	Y (temps)	X_1(distance)	X_2(poids)
1	2.03	1.50	0.85
2	2.30	2.25	0.69
3	2.40	2.46	1.90
4	1.96	1.50	0.85
5	2.16	2.25	1.86
6	2.43	2.40	0.98
7	2.21	2.40	0.98
8	2.15	1.75	1.02
9	2.07	1.75	1.02

Il est évidemment beaucoup plus facile et efficace de résoudre ce type de problème à l'aide d'un ordinateur.

Lors du chargement du logiciel, l'entête suivante apparait:

PROGRAMME DE REGRESSION MULTIPLE
DEPARTEMENT DE MINES ET METALLURGIE
UNIVERSITE LAVAL, QUEBEC

Le logiciel fonctionne de façon interactive. Il suffit donc de répondre aux questions du logiciel en respectant les contraintes fournies par celui-ci. La première question a trait au nombre d'observations et au nombre total de variables (dépendantes et indépendantes). Pour cet exemple, les entrées sont les suivantes:

ENTREZ LE NOMBRE D'OBSERVATIONS (MAXIMUM 500)? 9

ENTREZ LE NOMBRE DE VARIABLES (MAXIMUM 15)? 3

L'entrée des données peut s'effectuer de deux façons:

1. UTILISER UN FICHIER EXISTANT (ENTREZ 1)
2. CREER UN NOUVEAU FICHIER A L'ECRAN (ENTREZ 2)

Dans le cas d'un fichier déjà existant sur disquette, il suffit d'entrer 1 et, à la question suivante, d'entrer le nom de votre fichier.

NOM DU FICHIER A UTILISER (MAX. 8 LETTRES)? ESSAI

Il est à noter que le nom du fichier sur disquette doit posséder l'extension ".REG".

Dans le cas d'un nouveau fichier à créer, il suffit d'entrer 2 et, par la suite, entrer le nom du nouveau fichier qui sera créé. Le programme ajoute lui-même l'extension ".REG". L'étape suivante consiste à entrer les données une à la fois pour chaque observation:

ENTREZ VOS DONNEES POUR L'OBSERVATION 1

	Note
VARIABLE 1? 2.03	variable dépendante
VARIABLE 2? 1.50	variable indépendante #1
VARIABLE 3? 0.85	variable indépendante #2

On utilise toujours le même ordre pour l'entrée des données. Une fois l'entrée des données terminée (lecture d'un fichier existant ou création d'un nouveau fichier), il est possible de faire imprimer les données. Si cette option est utilisée, il est par la suite possible d'apporter des corrections sur les données:

VOULEZ-VOUS APPORTER DES CORRECTIONS A VOS DONNEES (O/N)? O

VOUS AVEZ LES OPTIONS SUIVANTES:

1. CORRECTIONS POSSIBLES SUR TOUTES LES DONNEES (ENTREZ 0)
2. CORRECTION POUR UNE OBSERVATION SPECIFIQUE
   ENTREZ LE NUMERO DE L'OBSERVATION
3. ENTREZ UNE VALEUR NEGATIVE POUR TERMINER

? 7

Dans ce cas, il a été décidé d'opter pour apporter une correction à l'observation 7. Une fois que l'ordinateur a affiché à l'écran les données pour l'observation 7, il faut indiquer le numéro de la variable à corriger suivi de la nouvelle valeur pour cette variable:

```
                                    VALEURS
VARIABLE NO                         OBSERVATION 7

    1                                   2.211
    2                                   2.4
    3                                   0.98

    ENTREZ LE NUMERO DE LA VARIABLE A CORRIGER (0 POUR CONTINUER)? 1

    ENTREZ LA NOUVELLE VALEUR? 2.21
```

L'ordinateur affiche ensuite les données corrigées à l'écran pour l'observation 7. Une fois les modifications terminées, la valeur "0" est entrée.

```
                                    VALEURS
VARIABLE NO                         OBSERVATION 7

    1                                   2.21
    2                                   2.4
    3                                   0.98

    ENTREZ LE NUMERO DE LA VARIABLE A CORRIGER (0 POUR CONTINUER)? 0
```

A ce moment, le menu retrouvé précédemment réapparait. Il est donc possible d'apporter d'autres corrections (sur toutes les observations ou une observation en particulier) ou d'indiquer que les corrections sont terminées:

```
    VOUS AVEZ LES OPTIONS SUIVANTES:

    1.  CORRECTIONS POSSIBLES SUR TOUTES LES DONNEES (ENTREZ 0)
    2.  CORRECTION POUR UNE OBSERVATION SPECIFIQUE
        ENTREZ LE NUMERO DE L'OBSERVATION
    3.  ENTREZ UNE VALEUR NEGATIVE POUR TERMINER
? -1
```

La dernière partie ayant trait aux modifications sur les données permet de sauver de façon permanente ces changements sur disquette.

Après une courte période de temps, vous devez indiquer quelle variable est la variable dépendante, le nombre de variables indépendantes à inclure dans l'analyse de régression et les numéros de ces variables. Les variables, avec leurs numéros correspondants, sont les suivantes:

Nom de la variable	Numéro de la variable
Temps	1
Distance	2
Poids	3

Les entrées sont donc les suivantes:

QUEL EST LE NUMERO DE LA VARIABLE DEPENDANTE? 1

VOUS POUVEZ INCLURE TOUTES LES VARIABLES INDEPENDANTES ENTREES PRECEDEMMENT OU SEULEMENT QUELQUES-UNES.

QUEL EST LE NOMBRE TOTAL DE VARIABLES INDEPENDANTES QUE VOUS VOULEZ CONSIDERER POUR CETTE ANALYSE DE REGRESSION? 2

ENTREZ, UNE A LA FOIS, LES NUMEROS DES VARIABLES INDEPENDANTES A CONSIDERER DANS L'ANALYSE DE REGRESSION?
? 2
? 3

Il est ensuite possible d'obtenir une table des résidus:

ENTREZ 1 SI UNE TABLE DES RESIDUS EST DESIREE.
? 1

Les résultats pour cette analyse de régression sont les suivants:

NO VARIABLE INDEPENDANTE	COEFFICIENT DE REGRESSION	VALEUR DE T CALCULEE
2	.378417	4.40492
3	-.041316	-.529669

NO VARIABLE DEPENDANTE
1

INTERCEPTION (INTERCEPT)	1.46883
CORRELATION MULTIPLE (MULTIPLE R)	.887258
R CARRE (R-SQUARE)	.78723
ERREUR TYPE SUR L'ESTIMATION (STANDARD ERROR)	.0862141

TABLE DES RESIDUS

OBSERVATION	Y OBSERVE	Y ESTIME	RESIDU
1	2.03	2.00	0.03
2	2.3	2.29	0.01
3	2.4	2.32	0.08
4	1.96	2.00	-0.04
5	2.16	2.24	-0.08
6	2.43	2.34	0.09
7	2.21	2.34	-0.13
8	2.15	2.09	0.06
9	2.07	2.09	-0.02

L'examen des résultats permet de croire que ce modèle est relativement bon: R^2 à près de 80%, une erreur type sur l'estimation relativement faible et des petites valeurs pour les résidus. Cependant, la variable numéro 3 (poids) ne semble pas significative dans ce modèle lorsqu'on examine la valeur statistique T qui est inférieure à 2.0 (en valeur absolue).

Par la suite, les options suivantes sont disponibles:

1- FIN DU PROGRAMME
2- UTILISATION DU MEME FICHIER
3- UTILISATION D'UN NOUVEAU FICHIER
4- UTILISATION DU MODELE OBTENU POUR FAIRE DE L'ESTIMATION

VOTRE CHOIX? 2

L'option est donc de réutiliser le même fichier et d'éliminer, cette fois, la variable 3 lors de l'analyse de régression. Le programme retourne donc au moment où l'option d'imprimer les données était donnée. En répondant aux mêmes questions que précédemment, et en n'entrant que la variable 2 comme variable indépendante, les résultats suivants sont obtenus:

NO VARIABLE INDEPENDANTE	COEFFICIENT DE REGRESSION	VALEUR DE T CALCULEE
2	.357589	4.9426

NO VARIABLE DEPENDANTE
1

INTERCEPTION (INTERCEPT)	1.46449
CORRELATION MULTIPLE (MULTIPLE R)	.881634
R CARRE (R-SQUARE)	.77728
ERREUR TYPE SUR L'ESTIMATION (STANDARD ERROR)	.0816635

TABLE DES RESIDUS

OBSERVATION	Y OBSERVE	Y ESTIME	RESIDU
1	2.03	2.00	.03
2	2.3	2.27	.03
3	2.4	2.34	.06
4	1.96	2.00	-.04
5	2.16	2.27	-.11
6	2.43	2.32	.11
7	2.21	2.32	-.11
8	2.15	2.09	.06
9	2.07	2.09	-.02

On peut donc constater que l'élimination de la variable 3 (poids) de l'analyse de régression a pour effet d'améliorer quelque peu le modèle alors que la valeur statistique T s'est légèrement accrue, que les résidus sont demeurés sensiblement les mêmes et que l'erreur type a légèrement diminué. La valeur du R^2 a légèrement diminué. Ce résultat indique bien que le temps pour déplacer une pièce dépend beaucoup plus de la distance à parcourir que du poids de la pièce. L'équation de régression devient donc la suivante:

$$Y \text{ (temps)} = 0.357589 \text{ X (distance)} + 1.46449$$

Suite à l'obtention de ces résultats, les mêmes options que retrouvées précédemment sont affichées à l'écran, soit:

```
1-   FIN DU PROGRAMME
2-   UTILISATION DU MEME FICHIER
3-   UTILISATION D'UN NOUVEAU FICHIER
4-   UTILISATION DU MODELE OBTENU POUR FAIRE DE L'ESTIMATION

VOTRE CHOIX? 4
```

Le choix de cette option (4) permet d'utiliser le modèle obtenu pour faire de l'estimation. En premier lieu, quelques restrictions sont affichées à l'écran concernant la validité du modèle pour faire de l'estimation: valeur de T, valeur du R^2 et, valeurs minimale et maximale de chaque variable indépendante. Finalement, le logiciel demande les valeurs observées pour chaque variable indépendante incluse dans le modèle d'estimation pour ensuite afficher la valeur estimée de la variable dépendante.

```
VOUS POUVEZ UTILISER LE MODELE OBTENU POUR FAIRE DE L'ESTIMATION

CEPENDANT, VOUS DEVEZ VOUS ASSURER QUE LES DEUX CRITERES SUIVANTS
SONT RENCONTRES

1-   LE MODELE DOIT ETRE VALIDE POUR L'ESTIMATION
2-   LE MODELE DOIT ETRE UTILISE A L'INTERIEUR DES ECARTS RETROUVES
     POUR CHAQUE VARIABLE (MINIMUM ET MAXIMUM) LORS DE L'OBTENTION
     DU MODELE

PRESSEZ <ENTER> POUR CONTINUER?  <ENTER>

1.   VALIDATION DU MODELE

     A)   LES VALEURS DE T CALCULEES DOIVENT ETRE PLUS GRANDES OU EGALES
          A DEUX (2) POUR CHAQUE VARIABLE INCLUSE DANS LE MODELE
          D'ESTIMATION

     B)   LA VALEUR DU R CARRE (R-SQUARE) DOIT ETRE SUPERIEURE A 0.8

     PRESSEZ <ENTER> POUR CONTINUER?  <ENTER>
```

2. VALEURS MINIMALES ET MAXIMALES DE CHAQUE VARIABLE INTEGREE DANS LE MODELE

NO VARIABLE INDEPENDANTE	MINIMUM	MAXIMUM
2	1.50	2.46

PRESSEZ <ENTER> POUR CONTINUER? <ENTER>

ENTREZ LA VALEUR OBSERVEE POUR LA VARIABLE 2? 1.75

LA VALEUR ESTIMEE PAR LE MODELE EST 2.09

PRESSEZ <ENTER> POUR CONTINUER? <ENTER>

1- FIN DU PROGRAMME
2- UTILISATION DU MEME FICHIER
3- UTILISATION D'UN NOUVEAU FICHIER
4- UTILISATION DU MODELE OBTENU POUR FAIRE DE L'ESTIMATION

VOTRE CHOIX? 1

Le logiciel, qui est en version compilée sur disquette (REG.EXE), est listé en annexe A.1.

Référence

Noller, David G. et Whitehouse, Gary E. (1982): Multiple Linear Regression: A Microcomputer Application, Industrial Engineering, juin.

ANNEXE A.1

```
10 'PROGRAMME DE REGRESSION MULTIPLE
20 CLS
30 FOR J=1 TO 12
40 PRINT
50 IF J<>5 THEN 90
60 PRINT TAB(24) "PROGRAMME DE REGRESSION MULTIPLE":PRINT
70 PRINT:PRINT TAB(22) "DEPARTEMENT DE MINES ET METALLURGIE":PRINT
80 PRINT:PRINT TAB(28) "UNIVERSITE LAVAL, QUEBEC"
90 NEXT J
100 'dimensionnement des vecteurs et matrices
110 DIM XBAR(15),STD(15),D(15),RY(15),ISAV(15),B(15),TS(15)
120 DIM SB(15),T(15),W(15),RX(225),R(150),ANS(10),X(500,15)
130 DIM L(100),M(100),MIN(15),MAX(15)
140 FOR J=1 TO 100
150 L(J)=0
160 M(J)=0
170 NEXT J
180 CC=0
190 C9=0
200 DD=0
210 A9=0
220 NRESI=0
230 GOSUB 4090
240 PRINT:PRINT
250 PRINT "ENTREZ LE NOMBRE D'OBSERVATIONS (MAXIMUM 500)";
260 INPUT N
270 PRINT "ENTREZ LE NOMBRE DE VARIABLES (MAXIMUM 15)";
280 INPUT M
290 IF N<=500 AND M<=15 THEN 350
300 GOSUB 4200
310 PRINT:PRINT "AU MOINS UNE DES ENTREES EXCEDE LA CAPACITE!"
320 PRINT:PRINT "NOTEZ LES VALEURS MAXIMALES ALLOUEES"
330 GOSUB 4090
340 GOTO 240
350 IF N>M THEN 410
360 GOSUB 4200
370 PRINT:PRINT "LE NOMBRE D'OBSERVATIONS DOIT ETRE SUPERIEUR AU"
380 PRINT "NOMBRE DE VARIABLES!"
390 GOSUB 4090
400 GOTO 240
410 FOR J=1 TO 10
420 ANS(J)=0
430 NEXT J
440 FOR J=1 TO M*M
450 IF J>M THEN 530
460 XBAR(J)=0
470 STD(J)=0
480 D(J)=0
490 RY(J)=0
500 ISAV(J)=0
```

```
510 SB(J)=0
520 M(J)=0
530 RX(J)=0
540 NEXT J
550 FOR I=1 TO N
560 FOR J=1 TO M
570 X(I,J)=0
580 NEXT J,I
590 GOSUB 4200
600 GOSUB 5300
610 IF REPON=2 THEN 720
620 ' LECTURE DU FICHIER DE DONNEES
630 PRINT:INPUT "NOM DU FICHIER A UTILISER (MAX. 8 LETTRES)";NOMFICH$
640 IF LEN(NOMFICH$)>8 THEN PRINT CHR$(7);"8 LETTRES MAXIMUM":GOTO 630
650 FICHIER$=NOMFICH$ + ".REG"
660 OPEN"I",#1,FICHIER$
670 FOR I=1 TO N
680 FOR J=1 TO M
690 INPUT#1,X(I,J)
700 NEXT J,I
710 CLOSE 1
720 GOSUB 4200
730 GOSUB 4610
740 TTT=0
750 PRINT:INPUT "VOULEZ-VOUS FAIRE IMPRIMER VOS DONNEES(O/N)?";D$
760 IF D$="O" OR D$="o" THEN 780
770 IF D$="N" OR D$="n" THEN 850 ELSE CLS:GOTO 750
780 GOSUB 4250
790 CLS
800 PRINT:PRINT
810 INPUT "VOULEZ-VOUS APPORTER DES CORRECTIONS A VOS DONNEES(O/N)?";Q$
820 IF Q$="O" OR Q$="o" THEN 840
830 IF Q$="N" OR Q$="n" THEN 850 ELSE CLS:GOTO 800
840 GOSUB 4740
850 CLS
860 GOSUB 1920
870 GOSUB 4200
880 PRINT:PRINT
890 PRINT "QUEL EST LE NUMERO DE LA VARIABLE DEPENDANTE?";
900 INPUT NDEP
910 IF NDEP>=1 AND NDEP<=M THEN 950
920 PRINT "LA VARIABLE "NDEP" N'EXISTE PAS!"
930 GOSUB 4090
940 GOTO 880
950 GOSUB 4200
960 PRINT:PRINT
970 PRINT "VOUS POUVEZ INCLURE TOUTES LES VARIABLES INDEPENDANTES"
980 PRINT "ENTREES PRECEDEMMENT OU SEULEMENT QUELQUES-UNES."
990 PRINT
1000 PRINT "QUEL EST LE NOMBRE TOTAL DE VARIABLES INDEPENDANTES"
```

```
1010 PRINT "QUE VOUS VOULEZ CONSIDERER POUR CETTE ANALYSE DE REGRESSION?";
1020 INPUT K
1030 GOSUB 4200
1040 IF K<=(M-1) AND K<>0 THEN 1100
1050 PRINT: PRINT "LE NOMBRE MAXIMUM PERMIS EST "(M-1) "!"
1060 PRINT:PRINT "ET CE NOMBRE DOIT ETRE DIFFERENT DE ZERO !"
1070 GOSUB 4090
1080 GOTO 970
1090 PRINT:PRINT
1100 PRINT "ENTREZ, UNE A LA FOIS, LES NUMEROS DES VARIABLES"
1110 PRINT "INDEPENDANTES A CONSIDERER DANS L'ANALYSE DE REGRESSION"
1120 FOR I=1 TO K
1130 INPUT ISAV(I)
1140 IF ISAV(I)<>NDEP THEN 1180
1150 PRINT "VOUS AVEZ DECLARE LA VARIABLE "ISAV(I)" COMME DEPENDANTE !"
1160 PRINT "S.V.P. REENTREZ CE NO. DE VARIABLE ET CONTINUEZ."
1170 GOTO 1130
1180 IF ISAV(I)>=1 AND ISAV(I)<=M THEN 1220
1190 PRINT "LA VARIABLE "ISAV(I)" N'EXISTE PAS!"
1200 PRINT "S.V.P. REENTREZ CE NO. DE VARIABLE ET CONTINUEZ."
1210 GOTO 1130
1220 NEXT I
1230 GOSUB 4200
1240 PRINT:PRINT "ENTREZ 1 SI UNE TABLE DE RESIDUS EST DESIREE."
1250 INPUT NRESI
1260 GOSUB 2550
1270 GOSUB 2770
1280 IF DET<>0 THEN 1320
1290 PRINT "LA MATRICE EST SINGULIERE. DE CE FAIT, LA REGRESSION"
1300 PRINT "NE PEUT ETRE EFFECTUEE."
1310 GOTO 1830
1320 GOSUB 3690
1330 GOSUB 4200
1340 FOR I=1 TO K
1350 IF DD>0 THEN 1390
1360 LPRINT "NO VARIABLE";TAB(17)"COEFFICIENT";TAB(34)"VALEURS DE"
1370 LPRINT "INDEPENDANTE";TAB(17)"DE REGRESSION";TAB(34)"T CALCULEES"
1380 DD=2
1390 LPRINT TAB(2)ISAV(I);TAB(17)B(I);TAB(34)TS(I)
1400 DD=DD+1
1410 IF DD>25 THEN GOSUB 4140
1420 NEXT I
1430 IF DD>25 THEN GOSUB 4140
1440 LPRINT:LPRINT
1450 LPRINT "NO VARIABLE"
1460 LPRINT "DEPENDANTE"
1470 LPRINT TAB(2)NDEP
1480 GOSUB 4140
1490 GOSUB 4200
1500 LPRINT "INTERCEPTION (CONSTANT)";TAB(47)ANS(1)
```

```
1510 LPRINT
1520 LPRINT "CORRELATION MULTIPLE (MULTIPLE R)";TAB(47)ANS(2)
1530 LPRINT
1540 LPRINT "R CARRE (R-SQUARE)"TAB(47)R2
1550 LPRINT
1560 LPRINT "ERREUR TYPE SUR L'ESTIMATION (STANDARD ERROR)";TAB(47)ANS(3)
1570 LPRINT
1580 GOSUB 4140
1590 GOSUB 4200
1600 IF NRESI<>1 THEN 1830
1610 MM=ISAV(K+1)
1620 FOR I=1 TO N
1630 IF DD>0 THEN 1680
1640 LPRINT TAB(18) "TABLE DES RESIDUS"
1650 LPRINT
1660 LPRINT "CASE NO";TAB(15)"VALEUR Y";TAB(31)"Y ESTIME";TAB(46)"RESIDUS"
1670 DD=3
1680 SUM=B0
1690 FOR J=1 TO K
1700 L=ISAV(J)
1710 SUM=SUM+X(I,L)*B(J)
1720 NEXT J
1730 RESI=X(I,MM)-SUM
1740 SUM=INT(SUM*100+.5)/100
1750 RESI=INT(RESI*100+.5)/100
1760 LPRINT TAB(2)I;TAB(16)X(I,MM);TAB(32)SUM;TAB(46)RESI
1770 DD=DD+1
1780 IF DD>25 THEN GOSUB 4140
1790 NEXT I
1800 GOSUB 4140
1810 GOSUB 4200
1820 PRINT:PRINT:PRINT
1830 PRINT "1 - FIN DU PROGRAMME"
1840 PRINT "2 - UTILISATION DU MEME FICHIER"
1850 PRINT "3 - UTILISATION D'UN NOUVEAU FICHIER"
1860 PRINT "4 - UTILISATION DU MODELE OBTENU POUR FAIRE DE L'ESTIMATION"
1870 PRINT:PRINT
1880 INPUT "VOTRE CHOIX (1-4)";CHOIX
1890 IF CHOIX<1 OR CHOIX>4 THEN CLS:GOTO 1820
1900 ON CHOIX GOTO 1910,720,190,5680
1910 END
1920 'SOUS-ROUTINE SERVANT A CALCULER LE COEFFICIENT DE CORRELATION,
1930 'LA SOMME DES CARRES, LA MOYENNE ET L'ECART TYPE DE CHAQUE VARIABLE
1940 FOR J=1 TO M
1950 B(J)=0
1960 T(J)=0
1970 NEXT J
1980 K1=(M*M+M)/2
1990 FOR I=1 TO K1
2000 R(I)=0
```

```
2010 NEXT I
2020 L=0
2030 FOR J=1 TO M
2040 FOR I=1 TO N
2050 T(J)=T(J)+X(I,J)
2060 NEXT I
2070 XBAR(J)=T(J)
2080 T(J)=T(J)/N
2090 NEXT J
2100 FOR I=1 TO N
2110 JK=0
2120 FOR J=1 TO M
2130 D(J)=X(I,J)-T(J)
2140 B(J)=B(J)+D(J)
2150 NEXT J
2160 FOR J=1 TO M
2170 FOR K1=1 TO J
2180 JK=JK+1
2190 R(JK)=R(JK)+D(J)*D(K1)
2200 NEXT K1,J,I
2210 JK=0
2220 FOR J=1 TO M
2230 XBAR(J)=XBAR(J)/N
2240 FOR K=1 TO J
2250 JK=JK+1
2260 R(JK)=R(JK)-B(J)*B(K)/N
2270 NEXT K,J
2280 JK=0
2290 FOR J=1 TO M
2300 JK=JK+J
2310 STD(J)=SQR(ABS(R(JK)))
2320 NEXT J
2330 FOR J=1 TO M
2340 FOR K=J TO M
2350 JK=J + (K*K-K)/2
2360 L=M*(J-1)+K
2370 RX(L)=R(JK)
2380 L=M*(K-1)+J
2390 RX(L)=R(JK)
2400 IF STD(J)*STD(K)<>0 THEN 2430
2410 R(JK)=0
2420 GOTO 2440
2430 R(JK)=R(JK)/(STD(J)*STD(K))
2440 NEXT K,J
2450 PN=SQR(N-1)
2460 FOR J=1 TO M
2470 STD(J)=STD(J)/PN
2480 NEXT J
2490 L=-M
2500 FOR I=1 TO M
```

```
2510 L=L+M+1
2520 D(I)=RX(L)
2530 NEXT I
2540 RETURN
2550 'SOUS-ROUTINE POUR CONSTRUIRE LA MATRICE D'INTERCORRELATION ENTRE
2560 'LES VARIABLES INDEPENDANTES, ET LE VECTEUR D'INTERCORRELATION
2570 'DES VARIABLES INDEPENDANTES AVEC LA VARIABLE DEPENDANTE
2580 MM=0
2590 FOR J=1 TO K
2600 L2=ISAV(J)
2610 IF NDEP-L2>=0 THEN 2640
2620 L=NDEP + (L2*L2-L2)/2
2630 GOTO 2650
2640 L=L2 + (NDEP*NDEP-NDEP)/2
2650 RY(J)=R(L)
2660 FOR I=1 TO K
2670 L1=ISAV(I)
2680 IF L1-L2>=0 THEN 2710
2690 L=L1 + (L2*L2-L2)/2
2700 GOTO 2720
2710 L=L2 + (L1*L1-L1)/2
2720 MM=MM+1
2730 RX(MM)=R(L)
2740 NEXT I,J
2750 ISAV(K+1)=NDEP
2760 RETURN
2770 'SOUS-ROUTINE POUR INVERSER LA MATRICE
2780 DET=1
2790 NK=-K
2800 FOR K1=1 TO K
2810 NK=NK+K
2820 L(K1)=K1
2830 M(K1)=K1
2840 KK=NK+K1
2850 BIG=RX(KK)
2860 FOR J=K1 TO K
2870 IZ=K*(J-1)
2880 FOR I=K1 TO K
2890 IJ=IZ+I
2900 IF ABS(BIG)-ABS(RX(IJ)) >= 0 THEN 2940
2910 BIG=RX(IJ)
2920 L(K1)=I
2930 M(K1)=J
2940 NEXT I,J
2950 J=L(K1)
2960 IF J-K1 <= 0 THEN 3060
2970 KI=K1-K
2980 FOR I=1 TO K
2990 KI=KI+K
3000 HOLD=-RX(KI)
```

```
3010 JI=KI-K1+J
3020 RX(KI)=RX(JI)
3030 RX(JI)=HOLD
3040 NEXT I
3050 GOSUB 4090
3060 I=M(K1)
3070 IF I-K1 <= 0 THEN 3160
3080 JP=K*(I-1)
3090 FOR J=1 TO K
3100 JK=NK+J
3110 JI=JP+J
3120 HOLD=-RX(JK)
3130 RX(JK)=RX(JI)
3140 RX(JI)=HOLD
3150 NEXT J
3160 IF BIG<>0 THEN 3190
3170 DET=0
3180 RETURN
3190 FOR I=1 TO K
3200 IF I-K1=0 THEN 3230
3210 IK=NK+I
3220 RX(IK)=RX(IK)/(-BIG)
3230 NEXT I
3240 FOR I=1 TO K
3250 IK=NK+I
3260 HOLD=RX(IK)
3270 IJ=I-K
3280 FOR J=1 TO K
3290 IJ=IJ+K
3300 IF I-K1=0 OR J-K1=0 THEN 3330
3310 KJ=IJ-I+K1
3320 RX(IJ)=HOLD*RX(KJ)+RX(IJ)
3330 NEXT J,I
3340 KJ=K1-K
3350 FOR J=1 TO K
3360 KJ=KJ+K
3370 IF J-K1=0 THEN 3390
3380 RX(KJ)=RX(KJ)/BIG
3390 NEXT J
3400 DET=DET*BIG
3410 RX(KK)=1/BIG
3420 NEXT K1
3430 K1=K
3440 K1=K1-1
3450 IF K1<=0 THEN 3680
3460 I=L(K1)
3470 IF I-K1<=0 THEN 3570
3480 JQ=K*(K1-1)
3490 JR=K*(I-1)
3500 FOR J=1 TO K
```

```
3510 JK=JQ+J
3520 HOLD=RX(JK)
3530 JI=JR+J
3540 RX(JK)=-RX(JI)
3550 RX(JI)=HOLD
3560 NEXT J
3570 J=M(K1)
3580 IF J-K1<=0 THEN 3440
3590 KI=K1-K
3600 FOR I=1 TO K
3610 KI=KI+K
3620 HOLD=RX(KI)
3630 JI=KI-K1+J
3640 RX(KI)=-RX(JI)
3650 RX(JI)=HOLD
3660 NEXT I
3670 GOTO 3440
3680 RETURN
3690 ' SOUS-ROUTINE SERVANT A CALCULER LES COEFFICIENTS DE REGRESSION,
3700 ' LA VALEUR DE L'INTERCEPTION, LE COEFFICIENT DE CORRELATION
3710 ' MULTIPLE ET L'ERREUR TYPE DE L'ESTIME
3720 MM=K+1
3730 FOR J= 1 TO K
3740 B(J)=0
3750 NEXT J
3760 FOR J=1 TO K
3770 L1=K*(J-1)
3780 FOR I=1 TO K
3790 L=L1+I
3800 B(J)=B(J)+RY(I)*RX(L)
3810 NEXT I,J
3820 RM=0
3830 BO=0
3840 L1=ISAV(MM)
3850 FOR I=1 TO K
3860 RM=RM+B(I)*RY(I)
3870 L=ISAV(I)
3880 B(I)=B(I)*(STD(L1)/STD(L))
3890 BO=BO+B(I)*XBAR(L)
3900 NEXT I
3910 BO=XBAR(L1)-BO
3920 SA=RM*D(L1)
3930 RM=SQR(ABS(RM))
3940 SD=D(L1)-SA
3950 PN=N-K-1
3960 SY=SD/PN
3970 FOR J=1 TO K
3980 L1=K*(J-1)+J
3990 L=ISAV(J)
4000 SB=SQR(ABS((RX(L1)/D(L))*SY))
```

```
4010 TS(J)=B(J)/SB
4020 NEXT J
4030 ANS(1)=BO
4040 ANS(2)=RM
4050 SY=SQR(ABS(SY))
4060 ANS(3)=SY
4070 R2=ANS(2)*ANS(2)
4080 RETURN
4090 'sous-routine pour maintenir l'affichage a l'ecran
4100 FOR X=1 TO 10000
4110 NEXT X
4120 GOSUB 4200
4130 RETURN
4140 'SOUS-ROUTINE POUR GARDER LE CALCUL DU NO. DE LIGNE
4150 PRINT "PRESSER 'ENTER' POUR CONTINUER"
4160 INPUT A2
4170 DD=0
4180 GOSUB 5280
4190 RETURN
4200 'sous-routine pour enlever l'affichage de l'ecran
4210 FOR JJ=1 TO 5
4220 CLS
4230 NEXT JJ
4240 RETURN
4250 'SOUS-ROUTINE SERVANT A L'IMPRESSION D'UN FICHIER
4260 LPRINT "FICHIER ";FICHIER$:LPRINT:LPRINT
4270 FOR I=1 TO N
4280 ON M GOTO 4290,4310,4330,4350,4370,4390,4410,4430,4450,4470,4490,4510,4530,4550,4570
4290 LPRINT X(I,1)
4300 GOTO 4580
4310 LPRINT X(I,1);X(I,2)
4320 GOTO 4580
4330 LPRINT X(I,1);X(I,2);X(I,3)
4340 GOTO 4580
4350 LPRINT X(I,1);X(I,2);X(I,3);X(I,4)
4360 GOTO 4580
4370 LPRINT X(I,1);X(I,2);X(I,3);X(I,4);X(I,5)
4380 GOTO 4580
4390 LPRINT X(I,1);X(I,2);X(I,3);X(I,4);X(I,5);X(I,6)
4400 GOTO 4580
4410 LPRINT X(I,1);X(I,2);X(I,3);X(I,4);X(I,5);X(I,6);X(I,7)
4420 GOTO 4580
4430 LPRINT X(I,1);X(I,2);X(I,3);X(I,4);X(I,5);X(I,6);X(I,7);X(I,8)
4440 GOTO 4580
4450 LPRINT X(I,1);X(I,2);X(I,3);X(I,4);X(I,5);X(I,6);X(I,7);X(I,8);X(I,9)
4460 GOTO 4580
4470 LPRINT X(I,1);X(I,2);X(I,3);X(I,4);X(I,5);X(I,6);X(I,7);X(I,8);X(I,9);X(I,10)
4480 GOTO 4580
4490 LPRINT X(I,1);X(I,2);X(I,3);X(I,4);X(I,5);X(I,6);X(I,7);X(I,8);X(I,9);X(I,10);X(I,11)
4500 GOTO 4580
```

```
4510 LPRINT X(I,1);X(I,2);X(I,3);X(I,4);X(I,5);X(I,6);X(I,7);X(I,8);X(I,9);X(I,10);X(I,11);X(I,12)
4520 GOTO 4580
4530 LPRINT X(I,1);X(I,2);X(I,3);X(I,4);X(I,5);X(I,6);X(I,7);X(I,8);X(I,9);X(I,10);X(I,11);X(I,12);X(I,13)
4540 GOTO 4580
4550 LPRINT X(I,1);X(I,2);X(I,3);X(I,4);X(I,5);X(I,6);X(I,7);X(I,8);X(I,9);X(I,10);X(I,11);X(I,12);X(I,13);X(I,14)
4560 GOTO 4580
4570 LPRINT X(I,1);X(I,2);X(I,3);X(I,4);X(I,5);X(I,6);X(I,7);X(I,8);X(I,9);X(I,10);X(I,11);X(I,12);X(I,13);X(I,14);X(I,15)
4580 NEXT I
4590 LPRINT:LPRINT:LPRINT
4600 RETURN
4610 'SOUS-ROUTINE POUR CALCULER LES VALEURS MINIMALES ET MAXIMALES DE
4620 'CHAQUE VARIABLE
4630 FOR J=1 TO M
4640 AAA=0
4650 BBB=1000000!
4660 FOR I=1 TO N
4670 IF X(I,J) < BBB THEN BBB=X(I,J)
4680 IF X(I,J) > AAA THEN AAA=X(I,J)
4690 NEXT I
4700 MIN(J)=BBB
4710 MAX(J)=AAA
4720 NEXT J
4730 RETURN
4740 'SOUS-ROUTINE POUR APPORTER DES MODIFICATIONS AUX FICHIERS
4750 GOSUB 4200
4760 PRINT:PRINT "VOUS AVEZ LES OPTIONS SUIVANTES:"
4770 PRINT:PRINT
4780 PRINT TAB(3) "1. CORRECTIONS POSSIBLES SUR TOUTES LES DONNEES (ENTREZ 0)"
4790 PRINT TAB(3) "2. CORRECTION POUR UNE OBSERVATION SPECIFIQUE"
4800 PRINT TAB(6) "ENTREZ LE NUMERO DE L'OBSERVATION"
4810 PRINT TAB(3) "3. ENTREZ UNE VALEUR NEGATIVE POUR TERMINER"
4820 INPUT C7
4830 GOSUB 4200
4840 IF C7<0 THEN 4850 ELSE 4890
4850 GOSUB 4200
4860 PRINT:INPUT"VOULEZ-VOUS SAUVER CES MODIFICATIONS(O/N)?";Z$
4870 IF Z$="O" OR Z$="o" THEN 5210
4880 IF Z$="N" OR Z$="n" THEN RETURN ELSE CLS:GOTO 4860
4890 IF C7<=N THEN 4940
4900 PRINT:PRINT
4910 PRINT "CE NO D'OBSERVATION N'EXISTE PAS ! S.V.P. RECOMMENCEZ"
4920 GOSUB 4090
4930 GOTO 4820
4940 Y7=0
4950 Y6=0
4960 GOSUB 4200
4970 FOR I=1 TO N
4980 GOSUB 4200
4990 FOR J=1 TO M
5000 IF J>1 THEN 5040
```

```
5010 PRINT TAB(20) "VALEURS"
5020 IF C7=0 THEN II=I ELSE II=C7
5030 PRINT "VARIABLE NO";TAB(20) "OBSERVATION "II
5040 PRINT TAB(4) J;TAB(23) X(II,J)
5050 NEXT J
5060 PRINT "ENTREZ LE NUMERO DE LA VARIABLE A CORRIGER (0 POUR CONTINUER)";
5070 INPUT Y6
5080 IF Y6=0 THEN 5170
5090 PRINT "ENTREZ LA NOUVELLE VALEUR";
5100 INPUT Y7
5110 IF Y6>=1 AND Y6<=M THEN 5130
5120 PRINT "LA VARIABLE NO "Y6;" N'EXISTE PAS. S.V.P. VERIFIEZ"
5130 GOSUB 4090
5140 GOTO 4980
5150 X(II,Y6)=Y7
5160 GOTO 4980
5170 IF C7<>0 THEN 5190
5180 NEXT I
5190 GOSUB 4200
5200 GOTO 4760
5210 OPEN "O",#2,FICHIER$
5220 FOR I=1 TO N
5230 FOR J=1 TO M
5240 PRINT #2,X(I,J)
5250 NEXT J,I
5260 CLOSE 2
5270 RETURN
5280 LPRINT:LPRINT:LPRINT:LPRINT:LPRINT
5290 RETURN
5300 'SOUS-ROUTINE DONNANT LE CHOIX D'UTILISATION D'UN FICHIER DEJA
5310 'EXISTANT OU D'UN FICHIER A CREER A L'ECRAN LORS DE
5320 'L'UTILISATION DU PROGRAMME
5330 PRINT:PRINT
5340 PRINT "VOUS AVEZ LES DEUX OPTIONS SUIVANTES:"
5350 PRINT:PRINT
5360 PRINT TAB(3) "1. UTILISER UN FICHIER EXISTANT (ENTREZ 1)"
5370 PRINT TAB(3) "2. CREER UN NOUVEAU FICHIER A L'ECRAN (ENTREZ 2)"
5380 INPUT REPON
5390 GOSUB 4200
5400 IF REPON=1 OR REPON=2 THEN 5440
5410 PRINT "VOUS DEVEZ ENTRER 1 OU 2 !"
5420 GOSUB 4090
5430 GOTO 5350
5440 IF REPON=1 THEN RETURN
5450 'CREATION D'UN FICHIER
5460 GOSUB 4200
5470 INPUT "NOM DU FICHIER A CREER (MAX. 8 LETTRES)";NOMFICH$
5480 IF LEN(NOMFICH$)>8 THEN PRINT CHR$(7);"8 LETTRES MAXIMUM !":GOTO 5470
5490 FICHIER$=NOMFICH$+".REG"
5500 OPEN "O",#1,FICHIER$
```

```
5510 GOSUB 4200
5520 PRINT:PRINT
5530 PRINT "ENTREZ VOS DONNEES UNE A LA FOIS"
5540 PRINT "EN UTILISANT TOUJOURS LE MEME ORDRE"
5550 PRINT "POUR CHAQUE OBSERVATION"
5560 GOSUB 4140
5570 FOR I=1 TO N
5580 GOSUB 4200
5590 PRINT "ENTREZ VOS DONNEES POUR L'OBSERVATION "I
5600 PRINT
5610 FOR J=1 TO M
5620 PRINT "VARIABLE "J
5630 INPUT X(I,J)
5640 PRINT #1,X(I,J)
5650 NEXT J,I
5660 CLOSE 1
5670 RETURN
5680 GOSUB 5700
5690 GOTO 1820
5700 'SOUS-ROUTINE POUR UTILISER LE MODELE D'ESTIMATION OBTENU
5710 GOSUB 4200
5720 IF TTT(>0 GOTO 6070
5730 PRINT "VOUS POUVEZ UTILISER LE MODELE OBTENU POUR FAIRE DE L'ESTIMATION"
5740 PRINT:
5750 PRINT "CEPENDANT, VOUS DEVEZ VOUS ASSURER QUE LES DEUX CRITERES SUIVANTS"
5760 PRINT "SONT RENCONTRES"
5770 PRINT:PRINT
5780 PRINT "1. LE MODELE DOIT ETRE VALIDE POUR L'ESTIMATION"
5790 PRINT "2. LE MODELE DOIT ETRE UTILISE A L'INTERIEUR DES ECARTS RETROUVES"
5800 PRINT TAB(4) "POUR CHAQUE VARIABLE (MINIMUM ET MAXIMUM) LORS DE"
5810 PRINT TAB(4) "L'OBTENTION DU MODELE"
5820 PRINT:PRINT
5830 INPUT "PRESSEZ <ENTER> POUR CONTINUER";TOUCH
5840 GOSUB 4200
5850 PRINT "1. VALIDATION DU MODELE"
5860 PRINT:PRINT
5870 PRINT "A) LES VALEURS DE T CALCULEES DOIVENT ETRE PLUS GRANDES OU"
5880 PRINT TAB(4) "EGALES A DEUX (2) POUR CHAQUE VARIABLE INCLUSE DANS LE"
5890 PRINT TAB(4) "MODELE D'ESTIMATION"
5900 PRINT
5910 PRINT "B) LA VALEUR DU R CARRE (R-SQUARE) DOIT ETRE SUPERIEURE A 0.8"
5920 PRINT:PRINT:
5930 INPUT "PRESSEZ <ENTER> POUR CONTINUER";TOUCH
5940 GOSUB 4200
5950 PRINT "2. VALEURS MINIMALES ET MAXIMALES DE CHAQUE VARIABLE"
5960 PRINT TAB(4) "INTEGREE DANS LE MODELE"
5970 PRINT
5980 PRINT "NO VARIABLE";TAB(17)"MINIMUM";TAB(34)"MAXIMUM"
5990 PRINT "INDEPENDANTE";PRINT
6000 FOR I=1 TO K
```

```
6010 II=ISAV(I)
6020 PRINT TAB(2)ISAV(I);TAB(18)MIN(II);TAB(35)MAX(II)
6030 NEXT I
6040 PRINT:PRINT
6050 INPUT "PRESSEZ <ENTER> POUR CONTINUER";TOUCH
6060 GOSUB 4200
6070 ESTIM=ANS(1)
6080 FOR I=1 TO K
6090 II=ISAV(I)
6100 PRINT "ENTREZ LA VALEUR OBSERVEE POUR LA VARIABLE "ISAV(I)
6110 INPUT RST
6120 IF RST>=MIN(II) AND RST<=MAX(II) THEN 6180
6130 GOSUB 4200
6140 PRINT "VOUS DEVEZ RESPECTER L'ECART COMPRIS ENTRE LES VALEURS"
6150 PRINT "MINIMALES ET MAXIMALES POUR CHAQUE VARIABLE"
6160 GOSUB 4090
6170 GOTO 3950
6180 ESTIM=ESTIM+(RST*B(I))
6190 PRINT:PRINT
6200 NEXT I
6210 GOSUB 4200
6220 PRINT:PRINT
6230 PRINT "LA VALEUR ESTIMEE PAR LE MODELE EST "ESTIM
6240 PRINT:PRINT:PRINT
6250 INPUT "PRESSEZ <ENTER> POUR CONTINUER";TOUCH
6260 TTT=1
6270 GOSUB 4200
6280 RETURN
```

ANNEXE B

FICHIER UTILISE POUR TRAITEMENT AVEC INDUCE

BROKEN,	DRILLING,	BONUS,	BORING,	SHIFTS,	BOLTS
HIGH,	HIGH,	HIGH,	HIGH,	HIGH,	MEAN
HIGH,	HIGH,	HIGH,	MEAN,	HIGH,	HIGH
HIGH,	HIGH,	HIGH,	MEAN,	HIGH,	MEAN
HIGH,	HIGH,	HIGH,	MEAN,	MEAN,	MEAN
HIGH,	HIGH,	MEAN,	MEAN,	MEAN,	HIGH
HIGH,	HIGH,	MEAN,	MEAN,	MEAN,	MEAN
HIGH,	LOW,	HIGH,	MEAN,	MEAN,	MEAN
HIGH,	MEAN,	HIGH,	MEAN,	HIGH,	LOW
HIGH,	MEAN,	HIGH,	MEAN,	HIGH,	MEAN
HIGH,	MEAN,	HIGH,	MEAN,	MEAN,	HIGH
HIGH,	MEAN,	MEAN,	MEAN,	HIGH,	HIGH
LOW,	LOW,	LOW,	LOW,	LOW,	LOW
LOW,	LOW,	LOW,	LOW,	LOW,	MEAN
LOW,	LOW,	LOW,	LOW,	MEAN,	LOW
LOW,	LOW,	LOW,	LOW,	MEAN,	MEAN
LOW,	LOW,	LOW,	MEAN,	LOW,	LOW
LOW,	LOW,	LOW,	MEAN,	MEAN,	LOW
LOW,	LOW,	LOW,	MEAN,	MEAN,	MEAN
LOW,	LOW,	MEAN,	LOW,	MEAN,	HIGH
MEAN,	HIGH,	MEAN,	HIGH,	HIGH,	LOW
MEAN,	HIGH,	MEAN,	HIGH,	HIGH,	MEAN
MEAN,	LOW,	MEAN,	LOW,	MEAN,	LOW
MEAN,	LOW,	MEAN,	LOW,	MEAN,	MEAN
MEAN,	LOW,	MEAN,	MEAN,	MEAN,	MEAN
MEAN,	MEAN,	HIGH,	HIGH,	HIGH,	MEAN
MEAN,	MEAN,	HIGH,	MEAN,	MEAN,	MEAN
MEAN,	MEAN,	LOW,	MEAN,	LOW,	LOW
MEAN,	MEAN,	LOW,	MEAN,	LOW,	MEAN
MEAN,	MEAN,	LOW,	MEAN,	MEAN,	MEAN
MEAN,	MEAN,	MEAN,	HIGH,	HIGH,	MEAN
MEAN,	MEAN,	MEAN,	HIGH,	MEAN,	LOW
MEAN,	MEAN,	MEAN,	HIGH,	MEAN,	MEAN
MEAN,	MEAN,	MEAN,	MEAN,	LOW,	LOW
MEAN,	MEAN,	MEAN,	MEAN,	MEAN,	HIGH
MEAN,	MEAN,	MEAN,	MEAN,	MEAN,	LOW
MEAN,	MEAN,	MEAN,	MEAN,	MEAN,	MEAN

ANNEXE C

REGLES DE JUGEMENT OBTENUES AVEC INDUCE

```
1
If   BONUS is HIGH
and  DRILLING is HIGH
then BROKEN is HIGH
•

2
If   BONUS is HIGH
and  DRILLING is LOW
then BROKEN is HIGH
•

3
If   BONUS is HIGH
and  DRILLING is MEAN
and  BOLTS is MEAN
and  BORING is HIGH
then BROKEN is MEAN
•

4
If   BONUS is HIGH
and  DRILLING is MEAN
and  BOLTS is MEAN
and  BORING is MEAN
and  SHIFTS is HIGH
then BROKEN is HIGH
•

5
If   BONUS is HIGH
and  DRILLING is MEAN
and  BOLTS is MEAN
and  BORING is MEAN
and  SHIFTS is MEAN
then BROKEN is MEAN
•

6
If   BONUS is HIGH
and  DRILLING is MEAN
and  BOLTS is HIGH
then BROKEN is HIGH
•
```

```
7
If   BONUS is HIGH
and  DRILLING is MEAN
and  BOLTS is LOW
then BROKEN is HIGH
•

8
If   BONUS is MEAN
and  BOLTS is MEAN
and  DRILLING is HIGH
and  BORING is HIGH
then BROKEN is MEAN
•

9
If   BONUS is MEAN
and  BOLTS is MEAN
and  DRILLING is HIGH
and  BORING is MEAN
then BROKEN is HIGH
•

10
If   BONUS is MEAN
and  BOLTS is MEAN
and  DRILLING is LOW
then BROKEN is MEAN
•

11
If   BONUS is MEAN
and  BOLTS is MEAN
and  DRILLING is MEAN
then BROKEN is MEAN
•

12
If   BONUS is MEAN
and  BOLTS is HIGH
and  DRILLING is HIGH
then BROKEN is HIGH
•
```

```
13
If   BONUS is MEAN
and  BOLTS is HIGH
and  DRILLING is LOW
then BROKEN is LOW
•

14
If   BONUS is MEAN
and  BOLTS is HIGH
and  DRILLING is MEAN
and  SHIFTS is HIGH
then BROKEN is HIGH
•

15
If   BONUS is MEAN
and  BOLTS is HIGH
and  DRILLING is MEAN
and  SHIFTS is MEAN
then BROKEN is MEAN
•

16
If   BONUS is MEAN
and  BOLTS is LOW
then BROKEN is MEAN
•

17
If   BONUS is LOW
and  DRILLING is LOW
then BROKEN is LOW
•

18
If   BONUS is LOW
and  DRILLING is MEAN
then BROKEN is MEAN
•
```

```
Prompt SHIFTS
What is the value of SHIFTS ?
.

Prompt BORING
What is the value of BORING ?
.

Prompt BOLTS
What is the value of BOLTS ?
.

Prompt DRILLING
What is the value of DRILLING ?
.

Prompt BONUS
What is the value of BONUS ?
.
```

ANNEXE D

RESULTATS DE LA VERIFICATION DES REGLES DE JUGEMENT A PARTIR DU FICHIER DE BASE EN UTILISANT L'EQUATION DE REGRESSION

Règle 1 (4)*: OK(3)+, OK(2), OK(1), OK(2)

Règle 2 (1) : NON(1)

Règle 3 (1) : OK(3)

Règle 4 (1) : ±OK(1)

Règle 5 (1) : OK(1)

Règle 6 (1) : ±OK(1)

Règle 7 (1) : ±OK(1)

Règle 8 (1) : OK(2)

Règle 9 (1) : OK(4)

Règle 10 (2) : OK(2), ±OK(1)

Règle 11 (3) : OK(1), OK(3), OK(33)

Règle 12 (1) : OK(1)

Règle 13 (1) : ±OK(1)

Règle 14 (1) : ±OK(1)

Règle 15 (1) : OK(10)

Règle 16 (5) : OK(2), OK(1), OK(1), OK(1), OK(9)

Règle 17 (7) : OK(4), OK(3), OK(1), OK(1), OK(1), OK(1), OK(1)

Règle 18 (3) : OK(2), OK(2), OK(1)

OK: La valeur quantitative obtenue du nombre de tonnes cassées (BROKEN) se trouve à l'intérieur de l'écart octroyé sous forme qualitative.

±OK: La valeur quantitative obtenue du nombre de tonnes cassées (BROKEN) se trouve relativement près de l'écart octroyé sous forme qualitative.

NON: La valeur quantitative obtenue du nombre de tonnes cassées (BROKEN) se trouve éloignée de l'écart octroyé sous forme qualitative.

*: Indique le nombre de lignes du fichier d'analyse à partir desquelles la règle est dérivée (total=36).

+: Indique le nombre de fois qu'une ligne se répète dans le fichier primaire (116 lignes). Ceci permet de mesurer, jusqu'à un certain point, le poids à accorder à chacune des règles (total=116).

ANNEXE E

CONTRAINTE DES TROUS MOUILLES
DE LA MINE B

Soit

A = pourcentage de trous mouillés
B = pourcentage moyen d'eau dans les trous mouillés
C = A x B/100 = pourcentage moyen d'eau dans l'ensemble des trous
d_1 = poids volumique du ANFO (livres par pied cube)
d_2 = poids volumique du TOVEX (livres par pied cube)
P = proportion du chargement des trous avec du ANFO
1-P = proportion du chargement des trous avec du TOVEX
V = volume de chargement d'un trou
N = nombre total de trous à charger d'explosif

<u>On doit avoir</u>:

$$NPVd_1 + N(1 - P)Vd_2 = X_1 + X_2$$

$$NPVd_1 = X_1$$

$$N(1 - P)Vd_2 = X_2$$

$$P = \left(\frac{X_1}{\overline{NV}d_1}\right) \quad \text{et} \quad 1 - P = \left(\frac{X_2}{\overline{NV}d2}\right)$$

$$1 = \left(\frac{X_2}{\overline{NV}d_2} + P\right) = \left(\frac{X_2}{\overline{NVd_2}} + \frac{X_1}{\overline{NVd_1}}\right)$$

$$1 = \left\{\frac{d_1X_2 + d_2X_1}{\overline{X_1 \quad x \quad d_2}}\right\} \quad \text{car } NVd_1 = \left(\frac{X_1}{\overline{P}}\right)$$

$$X_1d_2 = P(d_1X_2 + d_2X_1)$$

$$Pd_1X_2 = d_2X_1(1 - P)$$

$$\left(\frac{P}{1 - P}\right) = \left(\frac{d_2X_1}{d_1X_2}\right)$$

Egalement:

$\{1 - P \geq C\}$ et $\{P \leq 1 - C\}$ où C est exprimé comme une fraction.

Donc:

$$\left[\frac{1 - C}{C}\right] \geq \left[\frac{d_2 X_1}{d_1 X_2}\right]$$

d_1 = 53.0655 livres/pied cube (ANFO)

d_2 = 81.159 livres/pied cube (TOVEX)

$$d_1X_2 - d_1X_2C - d_2X_1C \geq 0$$

$$53.07\ X_2 - 53.07\ X_2C - 81.16\ X_1C \geq 0$$

ANNEXE F

LOGICIEL D'OPTIMISATION DE LA MINE B

```
10 '
20 ' LOGICIEL D'OPTIMISATION DE LA MINE B
30 ' PAR MARCEL LAFLAMME
40 ' DEPARTEMENT DE MINES ET METALLURGIE. UNIVERSITE LAVAL
50 '
60 CLS
70 PRINT:PRINT:PRINT:PRINT
80 PRINT TAB(24) "LOGICIEL D OPTIMISATION MINE B":PRINT
90 PRINT:PRINT TAB(22) "DEPARTEMENT DE MINES ET METALLURGIE":PRINT
100 PRINT:PRINT TAB(28) "UNIVERSITE LAVAL, QUEBEC"
110 FOR J=1 TO 5000
120 NEXT J
130 CLS
140 PRINT:PRINT:PRINT
150 '
160 ' menu disponible
170 '
180 PRINT "1- MAXIMISER LA PRODUCTION"
190 PRINT "2- MINIMISER LES COUTS"
200 PRINT "3- MINIMISER LES COUTS PAR TONNE"
210 PRINT "4- FIN DU PROGRAMME"
220 PRINT:PRINT
230 INPUT "VOTRE CHOIX (1-4)";CHOIX
240 IF CHOIX < 1 OR CHOIX > 4 THEN CLS:GOTO 140
250 ON CHOIX GOTO 270,1080,1570,260
260 END
270 GOSUB 2080
280 '
290 '1- MAXIMISER LA PRODUCTION MENSUELLE
300 '
310 '
320 ' calculs des facteurs des contraintes
330 '
340 PROD=1.37*X1+1.67*X2-4132.63
350 EXPL=.25492*X1+1.30635*X2
360 TRMOU=(53.0655*X2)-(53.0655*ALPHA*X2)-(81.159*ALPHA*X1)
370 FAPO=(X1+X2)/PROD
380 '
390 ' verification des contraintes
400 '
410 IF EXPL<50001! AND EXPL>1 THEN 430
420 GOTO 620
430 IF TRMOU>0 THEN 450
440 GOTO 620
450 IF FAPO>.69 THEN 470
460 GOTO 620
470 AMAX=PROD
480 IF AMAX<AMAXI THEN 620
490 '
500 'initialisation des valeurs optimales en cours de calculs
510 '
520 AMAXI=AMAX
```

```
530 XUN=X1
540 XDEUX=X2
550 EXPLOS=EXPL
560 COUPTO=EXPLOS/AMAXI
570 TRMOUI=TRMOU
580 FACPOU=FAPO
590 '
600 ' accroissement des valeurs X1 et X2 par XINC
610 '
620 X1=X1+XINC
630 IF X1<=X1MAX THEN 340
640 X1=X1MIN
650 X2=X2+XINC
660 IF X2<=X2MAX THEN 340
670 IF XUN<999999! THEN 700
680 GOSUB 2450
690 GOTO 340
700 COMPT=COMPT+1
710 IF COMPT>4 THEN 870
720 X1MIN=XUN-XINC
730 X1MAX=XUN+XINC
740 X2MIN=XDEUX-XINC
750 X2MAX=XDEUX+XINC
760 IF X1MIN<X1M THEN X1MIN=X1M
770 IF X1MAX>X1X THEN X1MAX=X1X
780 IF X2MIN<X2M THEN X2MIN=X2M
790 IF X2MAX>X2X THEN X2MAX=X2X
800 X1=X1MIN
810 X2=X2MIN
820 XINC=XINC/10
830 GOTO 340
840 '
850 ' appel a la sous-routine d'impression des resultats
860 '
870 GOSUB 890
880 GOTO 140
890 '
900 ' impression des resultats
910 '
920 CLS
930 PRINT "POURCENTAGE DE TROUS MOUILLES:";A
940 PRINT "POURCENTAGE D EAU DANS LES TROUS MOUILLES:";B
950 PRINT "POURCENTAGE MOYEN D EAU POUR LE SAUTAGE:";ALPHA*100
960 PRINT
970 PRINT "VALEUR OPTIMALE DE ANFO (LIVRES):";XUN
980 PRINT "VALEUR OPTIMALE DE TOVEX (LIVRES):";XDEUX
990 PRINT "ESTIMATION DE LA PRODUCTION (TONNES):";AMAXI
1000 PRINT
1010 PRINT "COUT DES EXPLOSIFS ($):";EXPLOS
1020 PRINT "FACTEUR POUDRE (LIVRE/TONNE):";FACPOU
1030 PRINT "COUT PAR TONNE DE MINERAI:";COUPTO
1040 PRINT:PRINT
1050 PRINT "PRESSEZ 'ENTER' POUR CONTINUER":INPUT ZZZ
```

```
1060 CLS
1070 RETURN
1080 GOSUB 2080
1090 '
1100 ' MINIMISER LES COUTS D'EXPLOSIFS MENSUELS
1110 '
1120 PROD=1.37*X1+1.67*X2-4132.63
1130 EXPL=.25492*X1+1.30635*X2
1140 TRMOU=(53.0655*X2)-(53.0655*ALPHA*X2)-(81.159*ALPHA*X1)
1150 FAPO=(X1+X2)/PROD
1160 IF PROD<200000! AND PROD>69999! THEN 1180
1170 GOTO 1310
1180 IF TRMOU>0 THEN 1200
1190 GOTO 1310
1200 IF FAPO>.69 THEN 1220
1210 GOTO 1310
1220 AMIN=EXPL
1230 IF AMIN>AMINI THEN 1310
1240 AMINI=AMIN
1250 XUN=X1
1260 XDEUX=X2
1270 PRODUC=PROD
1280 COUPTO=AMINI/PRODUC
1290 TRMOUI=TRMOU
1300 FACPOU=FAPO
1310 X1=X1+XINC
1320 IF X1<=X1MAX THEN 1120
1330 X1=X1MIN
1340 X2=X2+XINC
1350 IF X2<=X2MAX THEN 1120
1360 IF XUN<999999! THEN 1390
1370 GOSUB 2450
1380 GOTO 1120
1390 COMPT=COMPT+1
1400 IF COMPT>4 THEN 1530
1410 X1MIN=XUN-XINC
1420 X1MAX=XUN+XINC
1430 X2MIN=XDEUX-XINC
1440 X2MAX=XDEUX+XINC
1450 IF X1MIN<X1M THEN X1MIN=X1M
1460 IF X1MAX>X1X THEN X1MAX=X1X
1470 IF X2MIN<X2M THEN X2MIN=X2M
1480 IF X2MAX>X2X THEN X2MAX=X2X
1490 X1=X1MIN
1500 X2=X2MIN
1510 XINC=XINC/10
1520 GOTO 1120
1530 AMAXI=PRODUC
1540 EXPLOS=AMINI
1550 GOSUB 890
1560 GOTO 140
1570 GOSUB 2080
```

```
1580 '
1590 ' MINIMISER LES COUTS MENSUELS PAR TONNE
1600 '
1610 PROD=1.37*X1+1.67*X2-4132.63
1620 EXPL=.25492*X1+1.30635*X2
1630 TRMOU=(53.0655*X2)-(53.0655*ALPHA*X2)-(81.159*ALPHA*X1)
1640 FAPO=(X1+X2)/PROD
1650 IF PROD<200000! AND PROD>69999! THEN 1670
1660 GOTO 1820
1670 IF EXPL<50001! AND EXPL>1 THEN 1690
1680 GOTO 1820
1690 IF TRMOU>0 THEN 1710
1700 GOTO 1820
1710 IF FAPO>.69 THEN 1730
1720 GOTO 1820
1730 AMIN=EXPL/PROD
1740 IF AMIN>AMINI THEN 1820
1750 AMINI=AMIN
1760 XUN=X1
1770 XDEUX=X2
1780 EXPLOS=EXPL
1790 PRODUC=PROD
1800 TRMOUI=TRMOU
1810 FACPOU=FAPO
1820 X1=X1+XINC
1830 IF X1<=X1MAX THEN 1610
1840 X1=X1MIN
1850 X2=X2+XINC
1860 IF X2<=X2MAX THEN 1610
1870 IF XUN<999999! THEN 1900
1880 GOSUB 2450
1890 GOTO 1610
1900 COMPT=COMPT+1
1910 IF COMPT>4 THEN 2040
1920 X1MIN=XUN-XINC
1930 X1MAX=XUN+XINC
1940 X2MIN=XDEUX-XINC
1950 X2MAX=XDEUX+XINC
1960 IF X1MIN<X1M THEN X1MIN=X1M
1970 IF X1MAX>X1X THEN X1MAX=X1X
1980 IF X2MIN<X2M THEN X2MIN=X2M
1990 IF X2MAX>X2X THEN X2MAX=X2X
2000 X1=X1MIN
2010 X2=X2MIN
2020 XINC=XINC/10
2030 GOTO 1610
2040 AMAXI=PRODUC
2050 COUPTO=AMINI
2060 GOSUB 890
2070 GOTO 140
```

```
2080 '
2090 ' determination des donnees du probleme
2100 '
2110 CLS
2120 PRINT
2130 PRINT "POURCENTAGE DE TROUS MOUILLES (0-100)?"
2140 INPUT A
2150 PRINT
2160 PRINT "POURCENTAGE D EAU DANS LES TROUS MOUILLES (0-100)?"
2170 INPUT B
2180 PRINT
2190 PRINT "VALEUR MINIMALE POUR LA VARIABLE 1 (ANFO)?"
2200 INPUT X1MIN
2210 PRINT
2220 PRINT "VALEUR MAXIMALE POUR LA VARIABLE 1 (ANFO)?"
2230 INPUT X1MAX
2240 PRINT
2250 PRINT "VALEUR MINIMALE POUR LA VARIABLE 2 (TOVEX)?"
2260 INPUT X2MIN
2270 PRINT
2280 PRINT "VALEUR MAXIMALE POUR LA VARIABLE 2 (TOVEX)?"
2290 INPUT X2MAX
2300 X1=X1MIN
2310 X2=X2MIN
2320 X1M=X1MIN
2330 X1X=X1MAX
2340 X2M=X2MIN
2350 X2X=X2MAX
2360 ALPHA=A*B/10000
2370 XINC=10000
2380 COMPT=0
2390 AMAXI=1
2400 AMINI=1000000!
2410 XUN=999999!
2420 PRINT:PRINT:PRINT:PRINT
2430 PRINT TAB(24) "EN COURS DE CALCULS"
2440 RETURN
2450 XINC=XINC-2000
2460 X1=X1MIN
2470 X2=X2MIN
2480 COMPT=1
2490 RETURN
```

ANNEXE G

LOGICIEL D'OPTIMISATION DE LA MINE C

```
10 '
20 ' LOGICIEL D'OPTIMISATION DE LA MINE C
30 ' PAR MARCEL LAFLAMME
40 ' DEPARTEMENT DE MINES ET METALLURGIE
50 ' UNIVERSITE LAVAL, STE-FOY, QUEBEC
60 '
70 CLS
80 PRINT:PRINT:PRINT:PRINT
90 PRINT TAB(24) "LOGICIEL D'OPTIMISATION MINE C":PRINT
100 PRINT:PRINT TAB(22) "DEPARTEMENT MINES ET METALLURGIE":PRINT
110 PRINT:PRINT TAB(28) "UNIVERSITE LAVAL, QUEBEC"
120 FOR J=1 TO 5000
130 NEXT J
140 CLS
150 PRINT:PRINT:PRINT
160 PRINT "1- MINIMISER LES COUTS PAR TONNE"
170 PRINT "2- FIN DU PROGRAMME"
180 PRINT:PRINT
190 INPUT "VOTRE CHOIX (1-2)";CHOIX
200 IF CHOIX < 1 OR CHOIX > 2 THEN CLS:GOTO 130
210 ON CHOIX GOTO 230,220
220 END
230 '
240 ' determination des constantes du probleme
250 '
260 CLS
270 PRINT "PENDAGE DU GISEMENT (5-45)?"
280 INPUT ANG
290 PRINT
300 PRINT "LARGEUR DU CHANTIER (8-15)?"
310 INPUT BL1
320 PRINT
330 PRINT "LONGUEUR DU CHANTIER (20-40)?"
340 INPUT BL2
350 PRINT
360 ANG1=ANG
370 CTE=3.141592653#/180
380 X1MAX=7950
390 X2MAX=547
400 X3MAX=519
410 X4MAX=466
420 PRINT:PRINT:PRINT:PRINT
430 PRINT TAB(24) "EN COURS DE CALCULS"
440 BLH=20
450 BLVOLM=BL1*BL2*BLH
460 SURBOU=BL1*BL2*5
470 TONMIN=BLVOLM*2.85
480 D1=.69444
490 D2=.69444
500 C1=.588
510 C2=3.79
```

```
520 C3=9.467
530 C4=4.219
540 AMINI=10000
550 X1MIN=0
560 X2MIN=0
570 X3MIN=0
580 X4MIN=0
590 XINC1=3000
600 XINC2=200
610 XINC3=200
620 XINC4=200
630 ANG2=90-ANG1
640 ANG3=180-8.53-ANG1
650 ANG5=19.84
660 ANG4=180-ANG3-ANG5
670 ANG1=ANG1*CTE
680 ANG2=ANG2*CTE
690 ANG3=ANG3*CTE
700 ANG4=ANG4*CTE
710 ANG5=ANG5*CTE
720 B=20*TAN(ANG2)
730 C=20/SIN(ANG1)
740 D=C*SIN(ANG4)
750 E=C*COS(ANG4)
760 F=D/SIN(ANG5)
770 G=F*COS(ANG5)
780 H=E+G
790 FACTE=(F+C+H)/2
800 SURSTE=SQR(FACTE*(FACTE-F)*(FACTE-C)*(FACTE-H))
810 VOLSTE=SURSTE*5
820 TONSTE=VOLSTE*2.85
830 STSL1=F*5
840 STSL2=H*5
850 STLM=(STSL1+STSL2)/2
860 STLT=STLM*2
870 TOTCAS=TONMIN+TONSTE
880 COMPT=0
890 XUN=99999!
900 X1=0
910 X2=0
920 X3=0
930 X4=0
940 PROD=.94*X1+6.14*X2+8.270001*X3-5.57*X4-215.58
950 COUT=C1*X1+C2*X2+C3*X3+C4*X4
960 FAPO=X1/PROD
970 VIE=TOTCAS/PROD
980 IF VIE > 5 THEN 1230
990 SLATM=SURBOU/VIE
1000 SLATS=STLT/VIE
1010 CONTR2=SLATM*D1
1020 CONTR3=SLATS*D2
```

```
1030 CONTR4=SLATS
1040 IF FAPO > .4 AND FAPO < .5 THEN 1060
1050 GOTO 1230
1060 IF X2 >= CONTR2 THEN 1080
1070 GOTO 1230
1080 IF X3 >= CONTR3 THEN 1100
1090 GOTO 1230
1100 IF X4 >= CONTR4 THEN 1120
1110 GOTO 1230
1120 AMIN=COUT/PROD
1130 IF AMIN > AMINI THEN 1230
1140 AMINI=AMIN
1150 XUN=X1
1160 XDEUX=X2
1170 XTROIS=X3
1180 XQUAT=X4
1190 COUTS=COUT
1200 FACPOU=FAPO
1210 PRODUC=PROD
1220 VIES=VIE
1230 X1=X1+XINC1
1240 IF X1 <= X1MAX THEN 940
1250 X1=X1MIN
1260 X2=X2+XINC2
1270 IF X2 <= X2MAX THEN 940
1280 X2=X2MIN
1290 X3=X3+XINC3
1300 IF X3 <= X3MAX THEN 940
1310 X3=X3MIN
1320 X4=X4+XINC4
1330 IF X4 <= X4MAX THEN 940
1340 IF XUN < 99999! THEN 1400
1350 XINC1=XINC1/2
1360 XINC2=XINC2/2
1370 XINC3=XINC3/2
1380 XINC4=XINC4/2
1390 GOTO 900
1400 COMPT=COMPT+1
1410 IF COMPT > 4 THEN 1670
1420 X1MIN=XUN-XINC1
1430 X1MAX=XUN+XINC1
1440 X2MIN=XDEUX-XINC2
1450 X2MAX=XDEUX+XINC2
1460 X3MIN=XTROIS-XINC3
1470 X3MAX=XTROIS+XINC3
1480 X4MIN=XQUAT-XINC4
1490 X4MAX=XQUAT+XINC4
1500 IF X1MIN < 0 THEN X1MIN=0
1510 IF X1MAX > 7950 THEN X1MAX=7950
1520 IF X2MIN < 0 THEN X2MIN=0
1530 IF X2MAX > 547 THEN X2MAX=547
```

```
1540 IF X3MIN < 0 THEN X3MIN=0
1550 IF X3MAX > 519 THEN X3MAX=519
1560 IF X4MIN < 0 THEN X4MIN=0
1570 IF X4MAX > 466 THEN X4MAX=466
1580 X1=X1MIN
1590 X2=X2MIN
1600 X3=X3MIN
1610 X4=X4MIN
1620 XINC1=(X1MAX-X1MIN)/3
1630 XINC2=(X2MAX-X2MIN)/3
1640 XINC3=(X3MAX-X3MIN)/3
1650 XINC4=(X4MAX-X4MIN)/3
1660 GOTO 940
1670 '
1680 ' impression des resultats
1690 '
1700 CLS
1710 PRINT "PENDAGE DU GISEMENT (DEGRES):";ANG
1720 PRINT "LARGEUR DU CHANTIER (METRES):";BL1
1730 PRINT "LONGUEUR DU CHANTIER (METRES):";BL2
1740 PRINT "TONNAGE DE MINERAI (METRIQUE):";TONMIN
1750 PRINT "TONNAGE DE STERILE (METRIQUE):";TONSTE
1760 PRINT "VALEUR OPTIMALE D'EXPLOSIF (Kg):";XUN
1770 PRINT "VALEUR OPTIMALE DE BOULONS:";XDEUX
1780 PRINT "VALEUR OPTIMALE DE BARRES:";XTROIS
1790 PRINT "VALEUR OPTIMALE DE GRILLAGE (m.c.):";XQUAT
1800 PRINT "FACTEUR POUDRE (Kg/TONNE):";FACPOU
1810 PRINT "PRODUCTION MENSUELLE (t.m.):";PRODUC
1820 PRINT "COUTS MENSUELS ($):";COUTS
1830 PRINT "DUREE DE VIE DU CHANTIER (MOIS):";VIES
1840 PRINT "COUT PAR TONNE :";AMINI
1850 PRINT
1860 PRINT "PRESSEZ 'ENTER' POUR CONTINUER";INPUT ZZZ
1870 CLS
1880 GOTO 140
```

ANNEXE H

FIGURES PORTANT SUR L'ETUDE DE SENSIBILITE DES COUTS PAR TONNE EN FONCTION DE LA GEOMETRIE DES CHANTIERS POUR LA MINE C

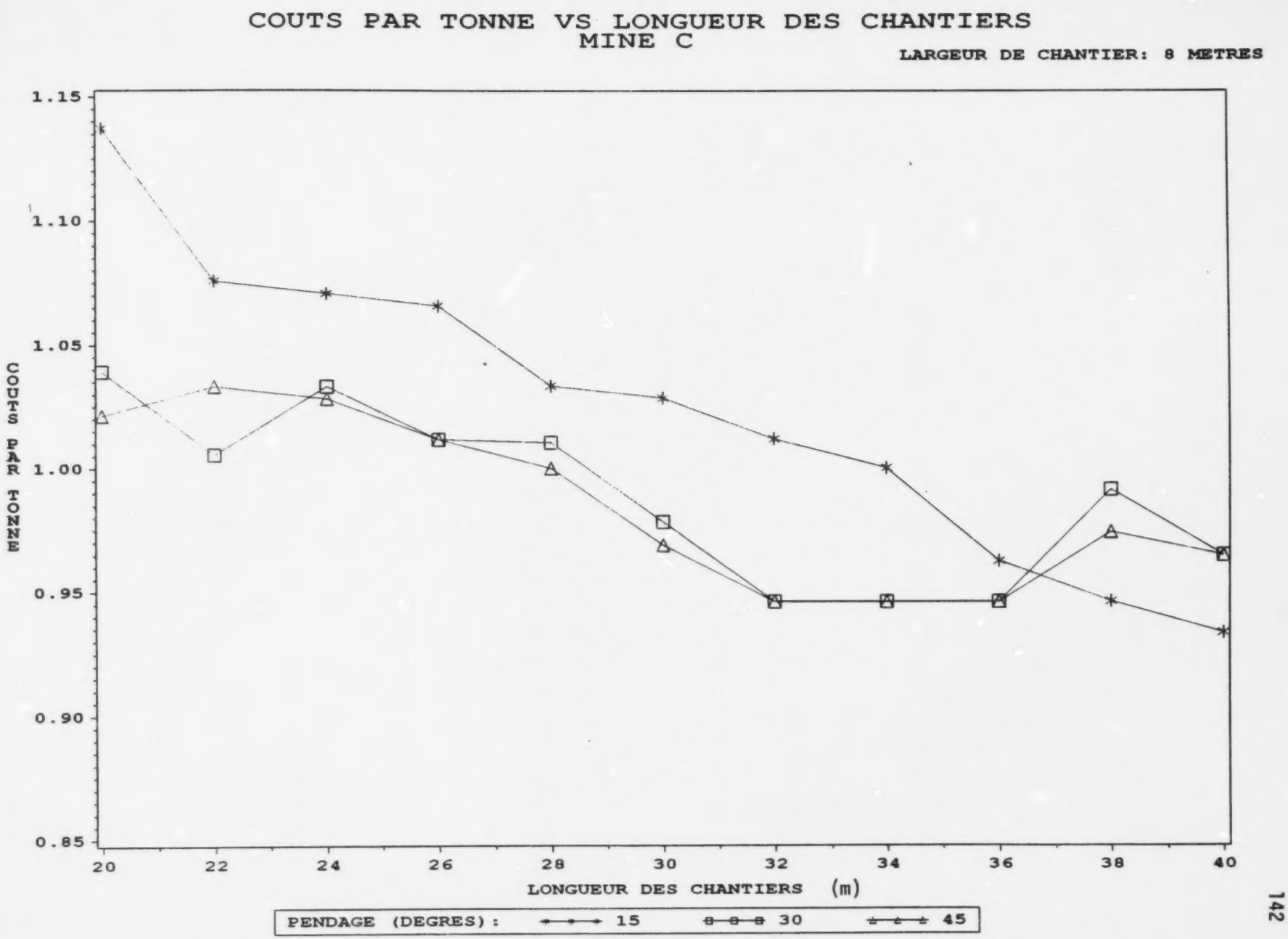

COUTS PAR TONNE VS LONGUEUR DES CHANTIERS
MINE C
LARGEUR DE CHANTIER: 8 METRES
COUTS PAR TONNE
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
20
22
24
26
28
30
32
34
36
38
40
LONGUEUR DES CHANTIERS (m)
PENDAGE (DEGRES):
15
30
45

Figure H.1

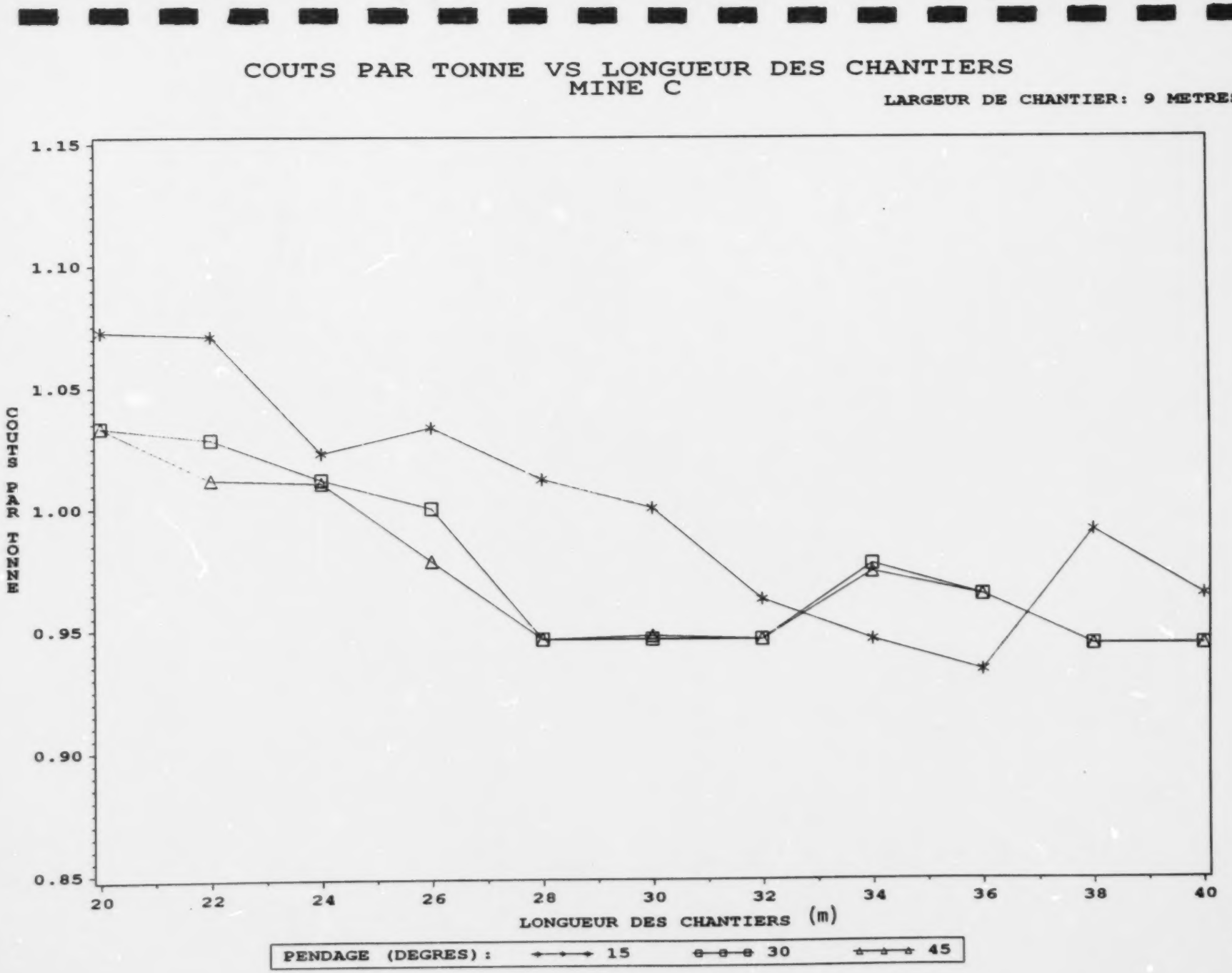

COUTS PAR TONNE VS LONGUEUR DES CHANTIERS
MINE C
LARGEUR DE CHANTIER: 9 METRES
COUTS PAR TONNE
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
20
22
24
26
28
30
32
34
36
38
40
LONGUEUR DES CHANTIERS (m)
PENDAGE (DEGRES):
15
30
45

Figure H.2

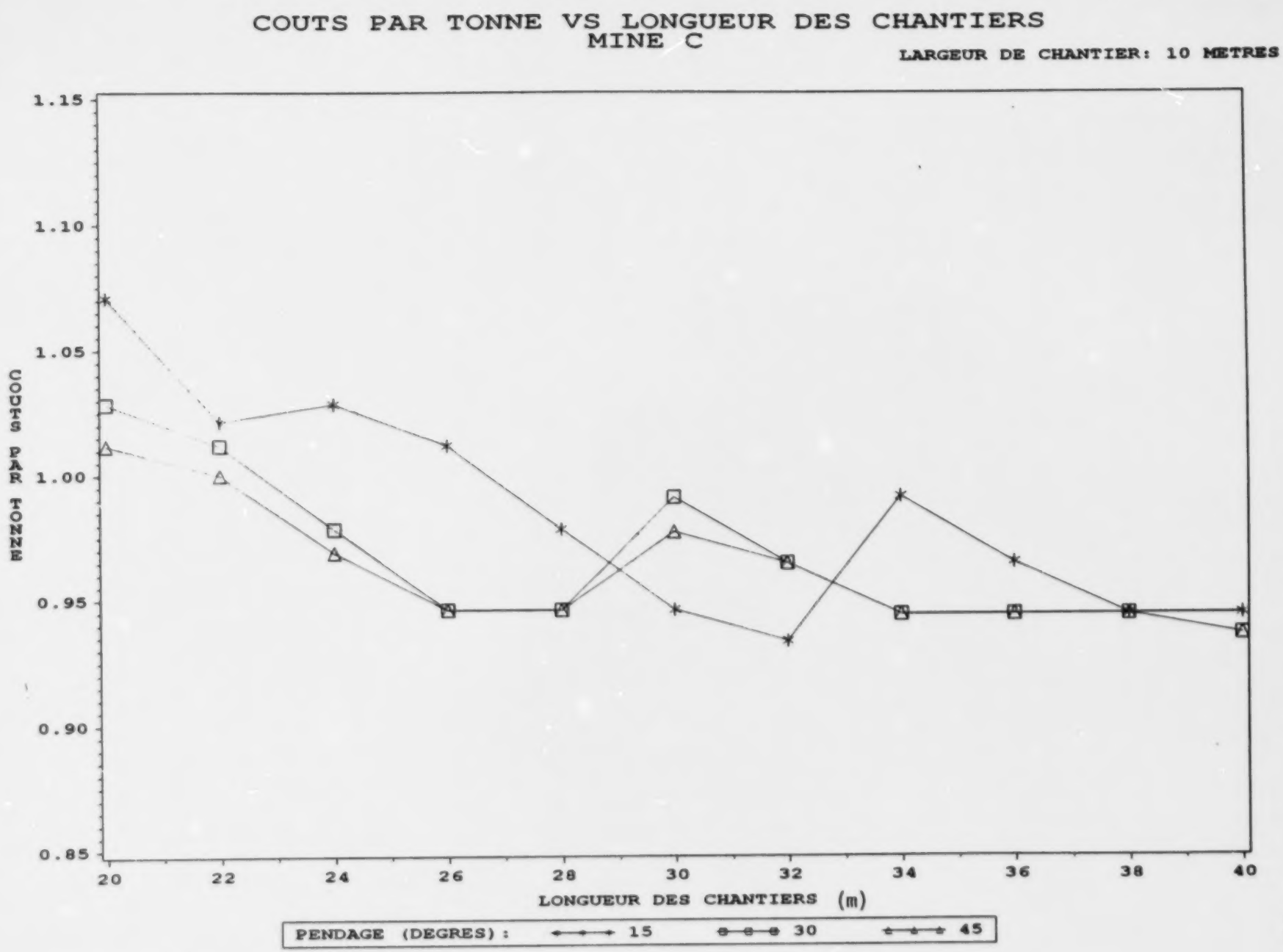

COUTS PAR TONNE VS LONGUEUR DES CHANTIERS
MINE C
LARGEUR DE CHANTIER: 10 METRES
COUTS PAR TONNE
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
20
22
24
26
28
30
32
34
36
38
40
LONGUEUR DES CHANTIERS (m)
PENDAGE (DEGRES):
15
30
45

Figure II.3

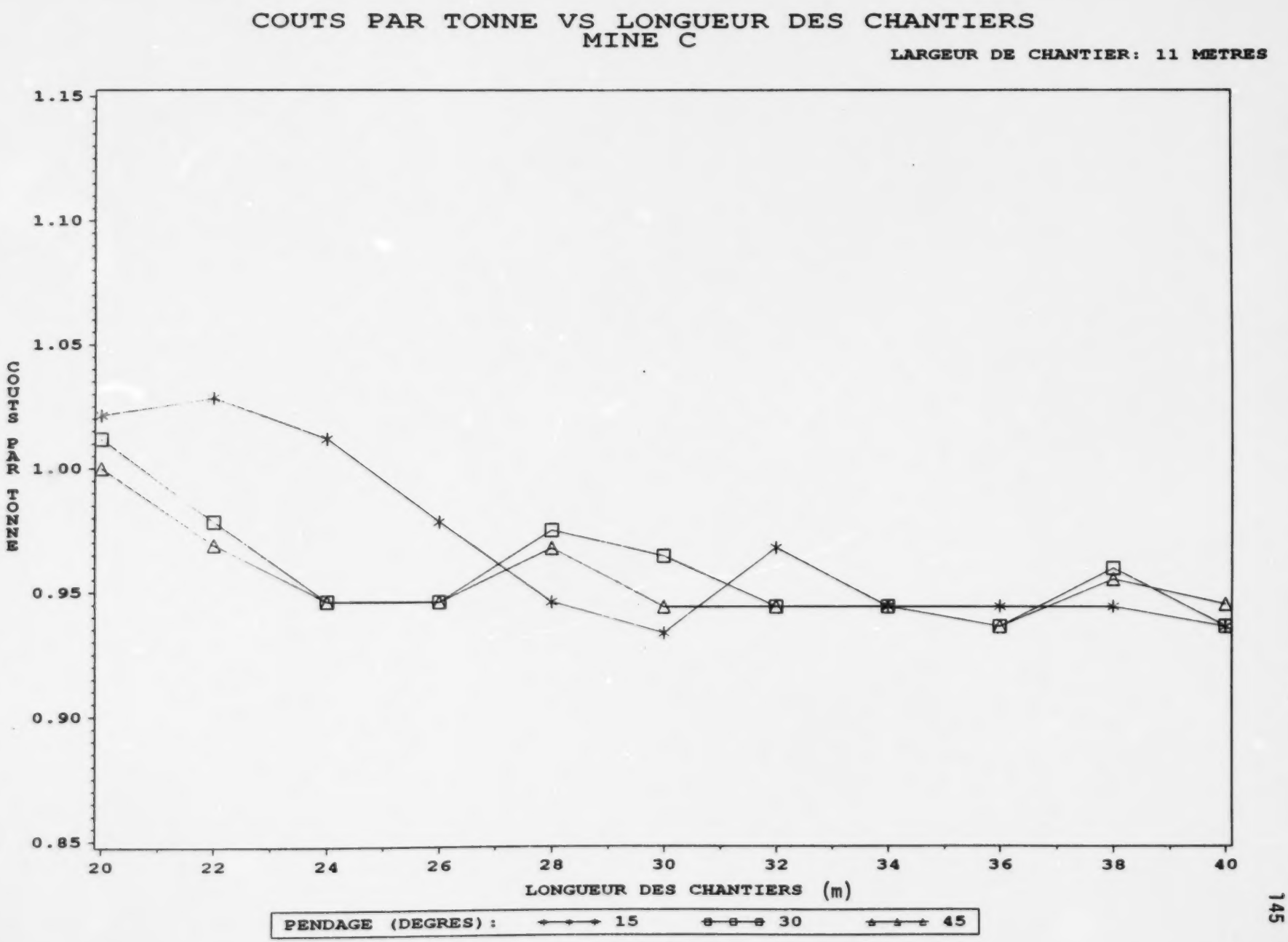

COUTS PAR TONNE VS LONGUEUR DES CHANTIERS
MINE C
LARGEUR DE CHANTIER: 11 METRES
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
COUTS PAR TONNE
20
22
24
26
28
30
32
34
36
38
40
LONGUEUR DES CHANTIERS (m)
PENDAGE (DEGRES):
15
30
45

Figure H.4

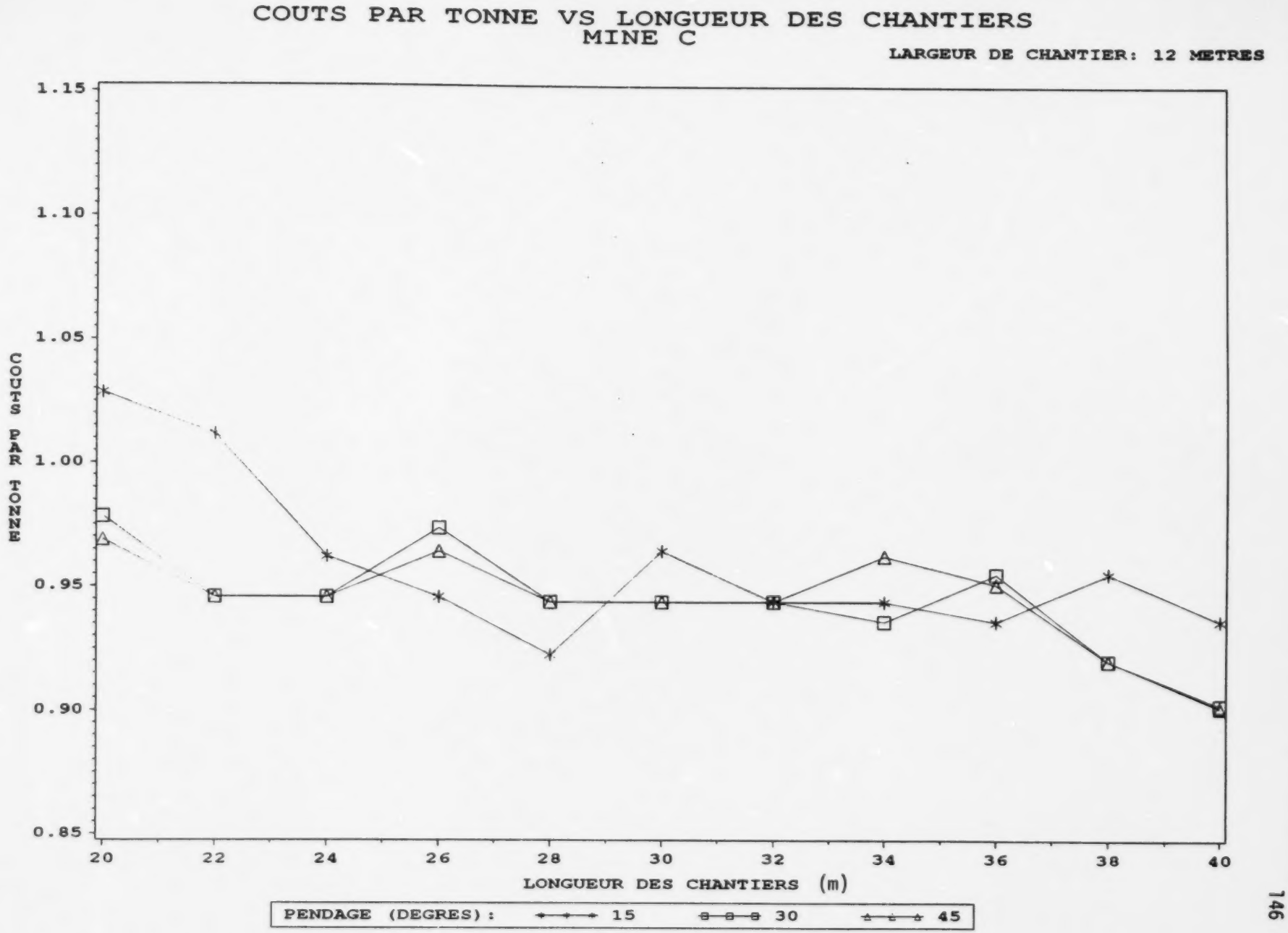

COUTS PAR TONNE VS LONGUEUR DES CHANTIERS
MINE C
LARGEUR DE CHANTIER: 12 METRES
COUTS PAR TONNE
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
20
22
24
26
28
30
32
34
36
38
40
LONGUEUR DES CHANTIERS (m)
PENDAGE (DEGRES):
15
30
45

Figure H.5

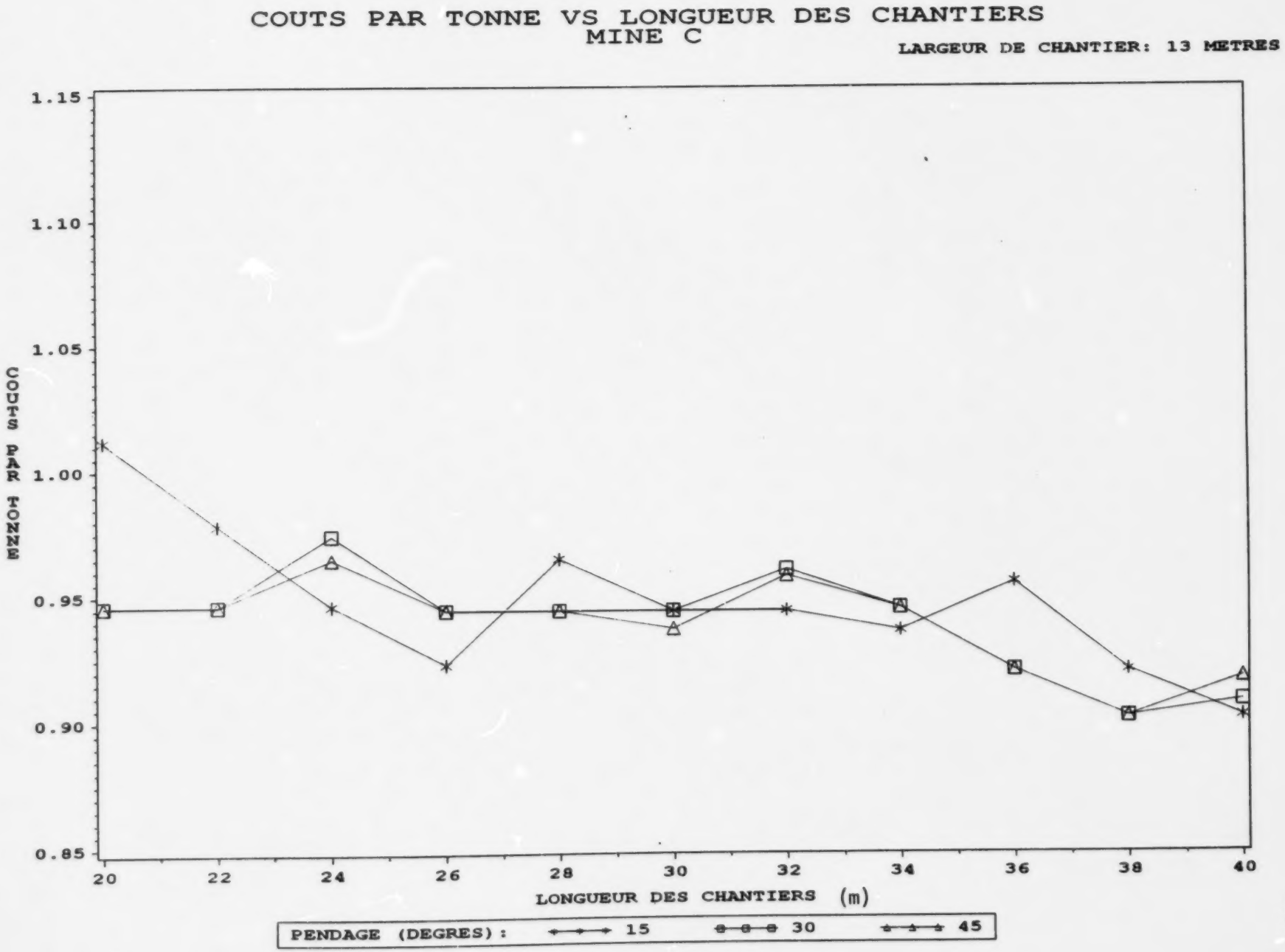

COUTS PAR TONNE VS LONGUEUR DES CHANTIERS
MINE C
LARGEUR DE CHANTIER: 13 METRES
COUTS PAR TONNE
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
20
22
24
26
28
30
32
34
36
38
40
LONGUEUR DES CHANTIERS (m)
PENDAGE (DEGRES) :
15
30
45

Figure H.6

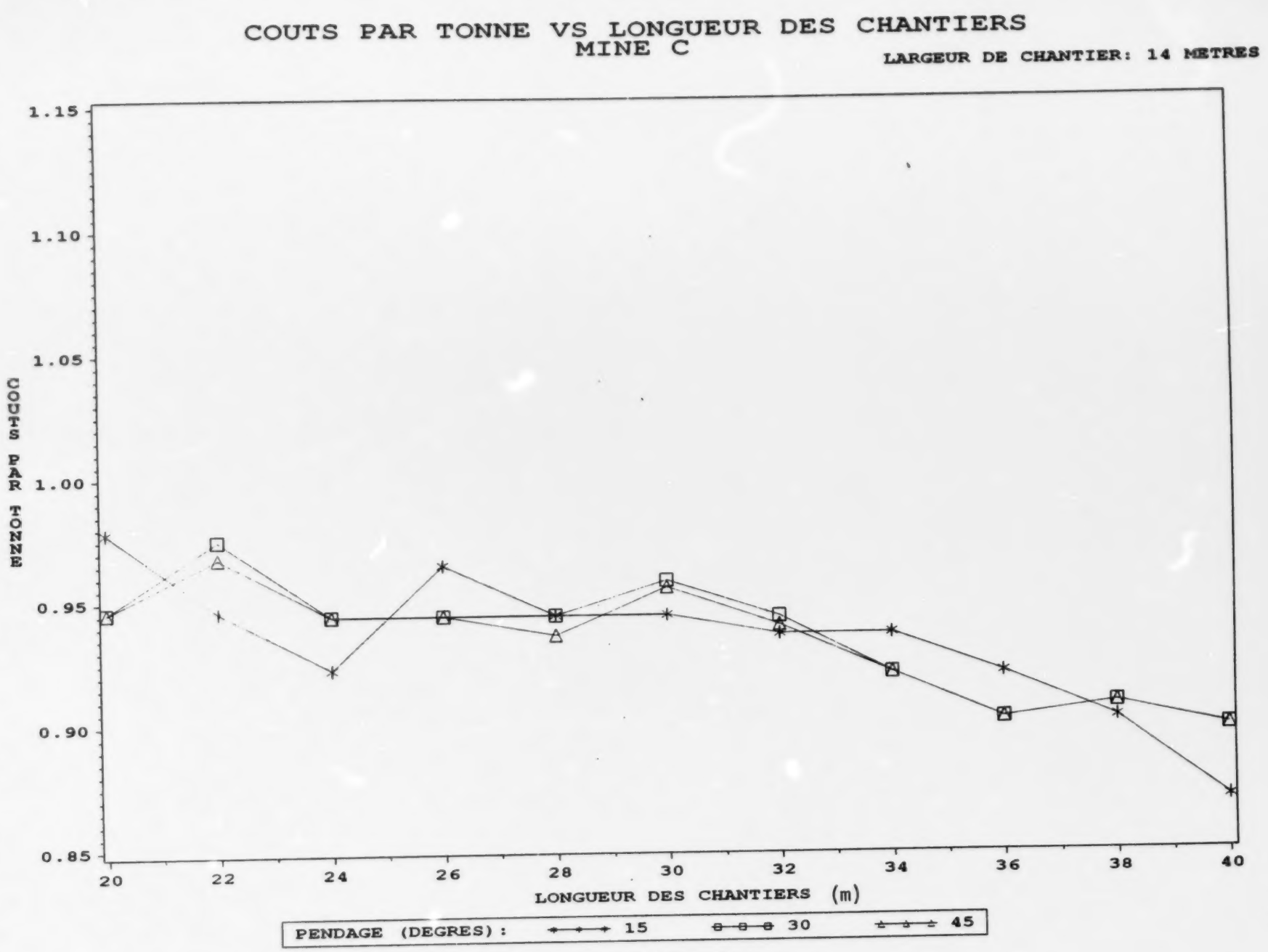

COUTS PAR TONNE VS LONGUEUR DES CHANTIERS
MINE C
LARGEUR DE CHANTIER: 14 METRES
COUTS PAR TONNE
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
20
22
24
26
28
30
32
34
36
38
40
LONGUEUR DES CHANTIERS (m)
PENDAGE (DEGRES) :
15
30
45

Figure H.7

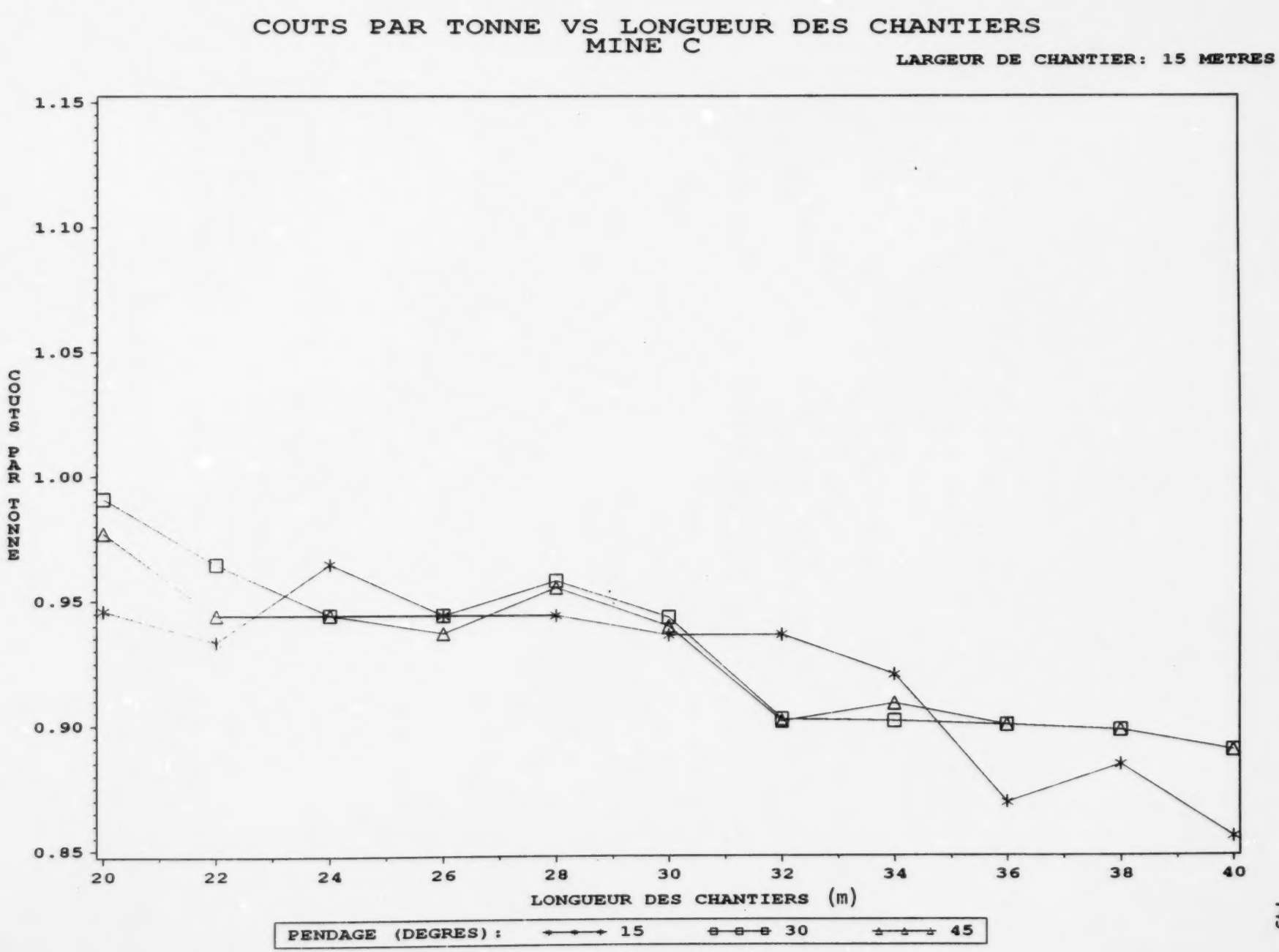

COUTS PAR TONNE VS LONGUEUR DES CHANTIERS
MINE C
LARGEUR DE CHANTIER: 15 METRES
COUTS PAR TONNE
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
20
22
24
26
28
30
32
34
36
38
40
LONGUEUR DES CHANTIERS (m)
PENDAGE (DEGRES):
15
30
45

Figure H.8

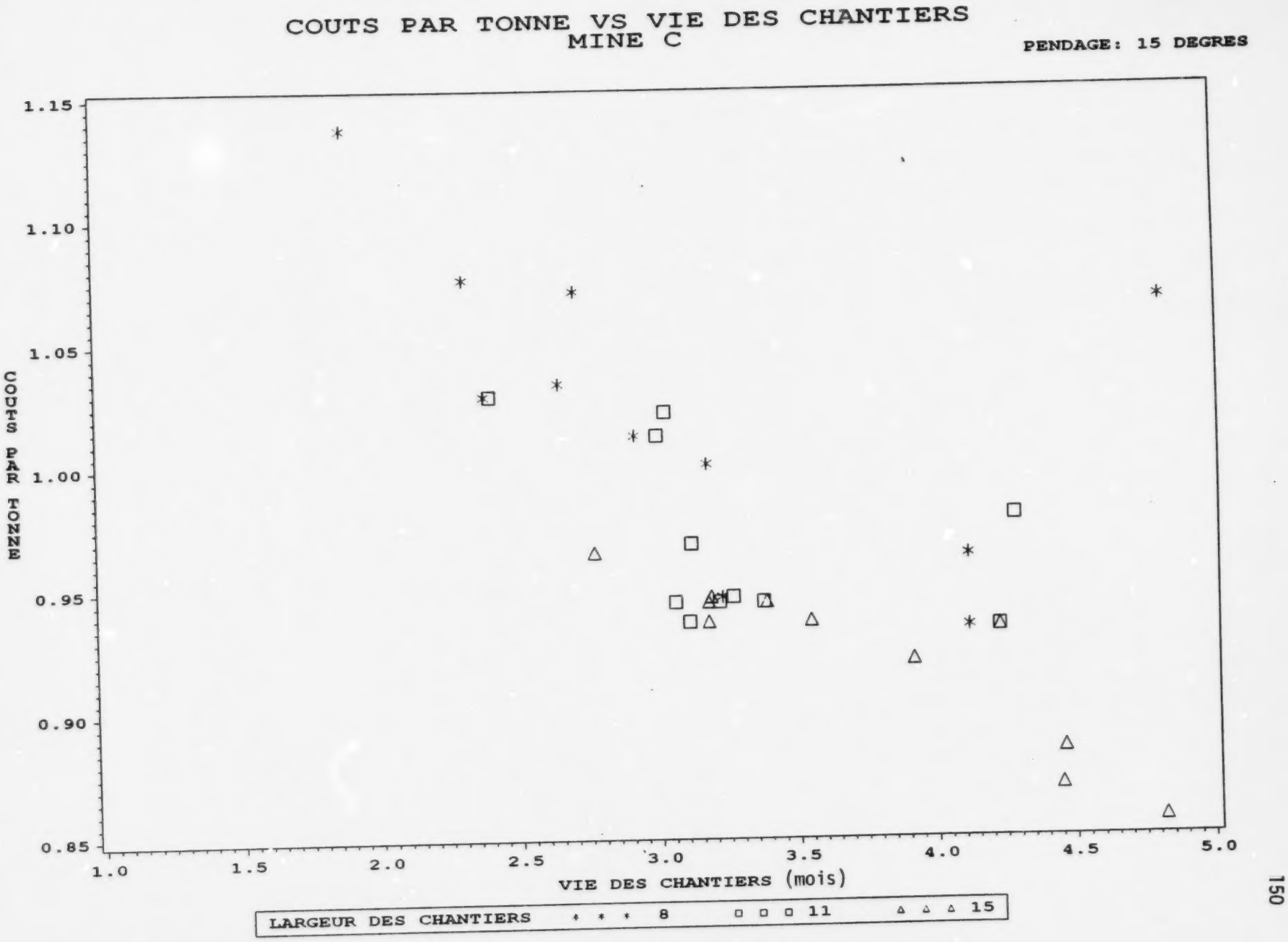

COUTS PAR TONNE VS VIE DES CHANTIERS
MINE C
PENDAGE: 15 DEGRES
COUTS PAR TONNE
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
1.0
1.5
2.0
2.5
3.0
3.5
4.0
4.5
5.0
VIE DES CHANTIERS (mois)
LARGEUR DES CHANTIERS * * * 8 □ □ □ 11 △ △ △ 15

Figure H.9

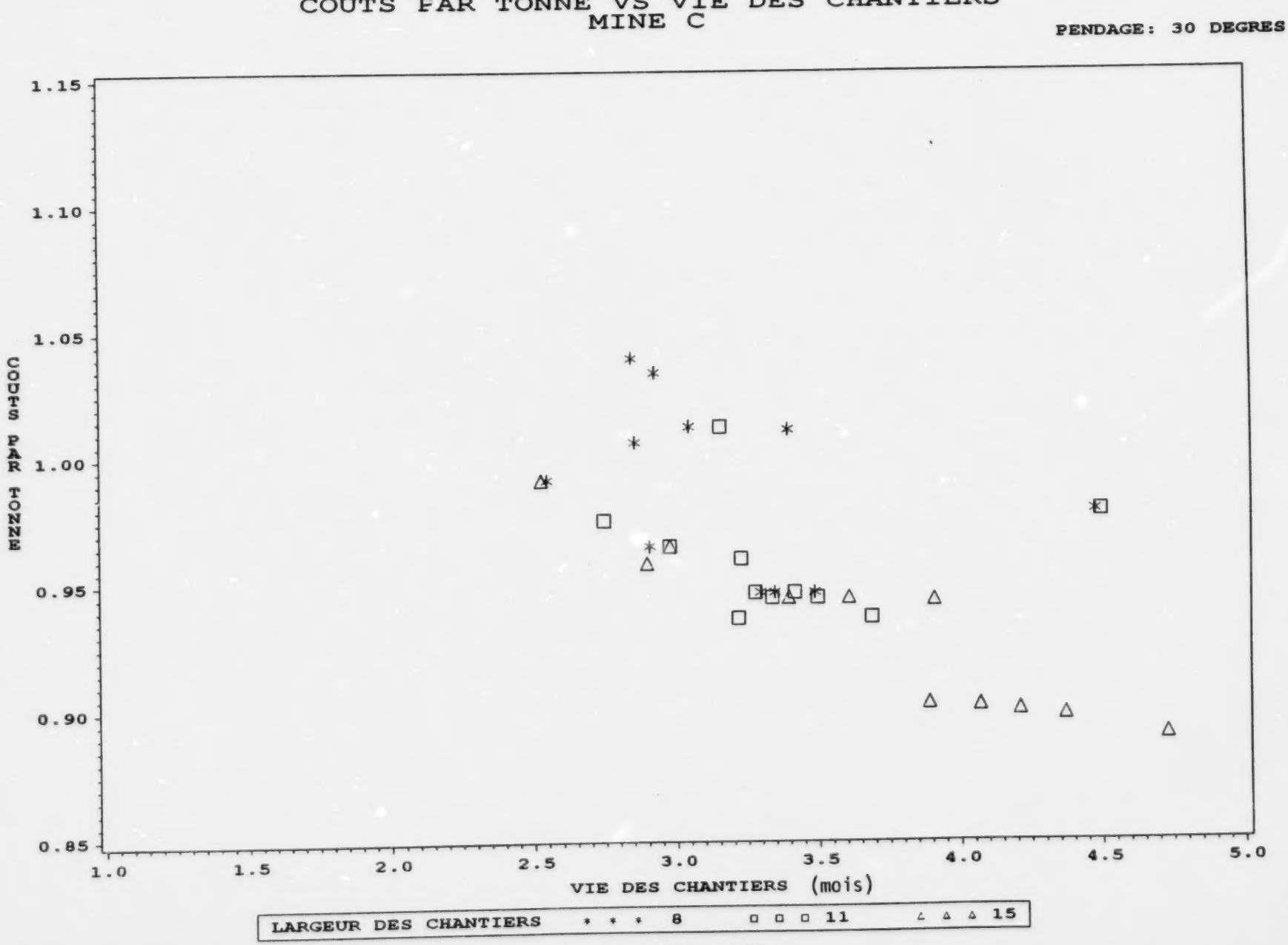

COUTS PAR TONNE VS VIE DES CHANTIERS
MINE C
PENDAGE: 30 DEGRES
COUTS PAR TONNE
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
1.0
1.5
2.0
2.5
3.0
3.5
4.0
4.5
5.0
VIE DES CHANTIERS (mois)
LARGEUR DES CHANTIERS * * * 8 □ □ □ 11 △ △ △ 15

Figure H.10

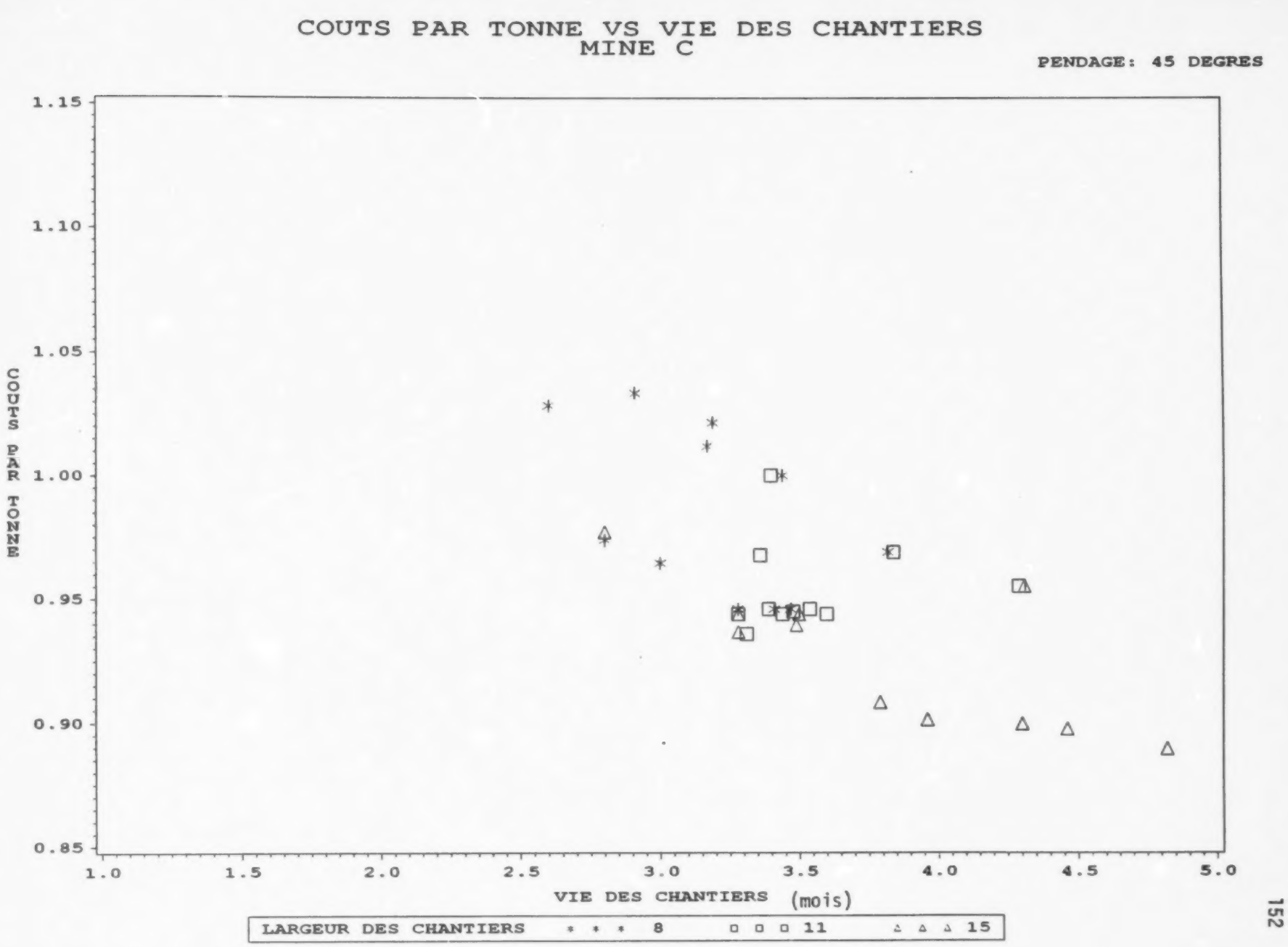

COUTS PAR TONNE VS VIE DES CHANTIERS
MINE C
PENDAGE: 45 DEGRES
COUTS PAR TONNE
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
1.0
1.5
2.0
2.5
3.0
3.5
4.0
4.5
5.0
VIE DES CHANTIERS (mois)
LARGEUR DES CHANTIERS * * * 8 □ □ □ 11 △ △ △ 15

Figure H.11

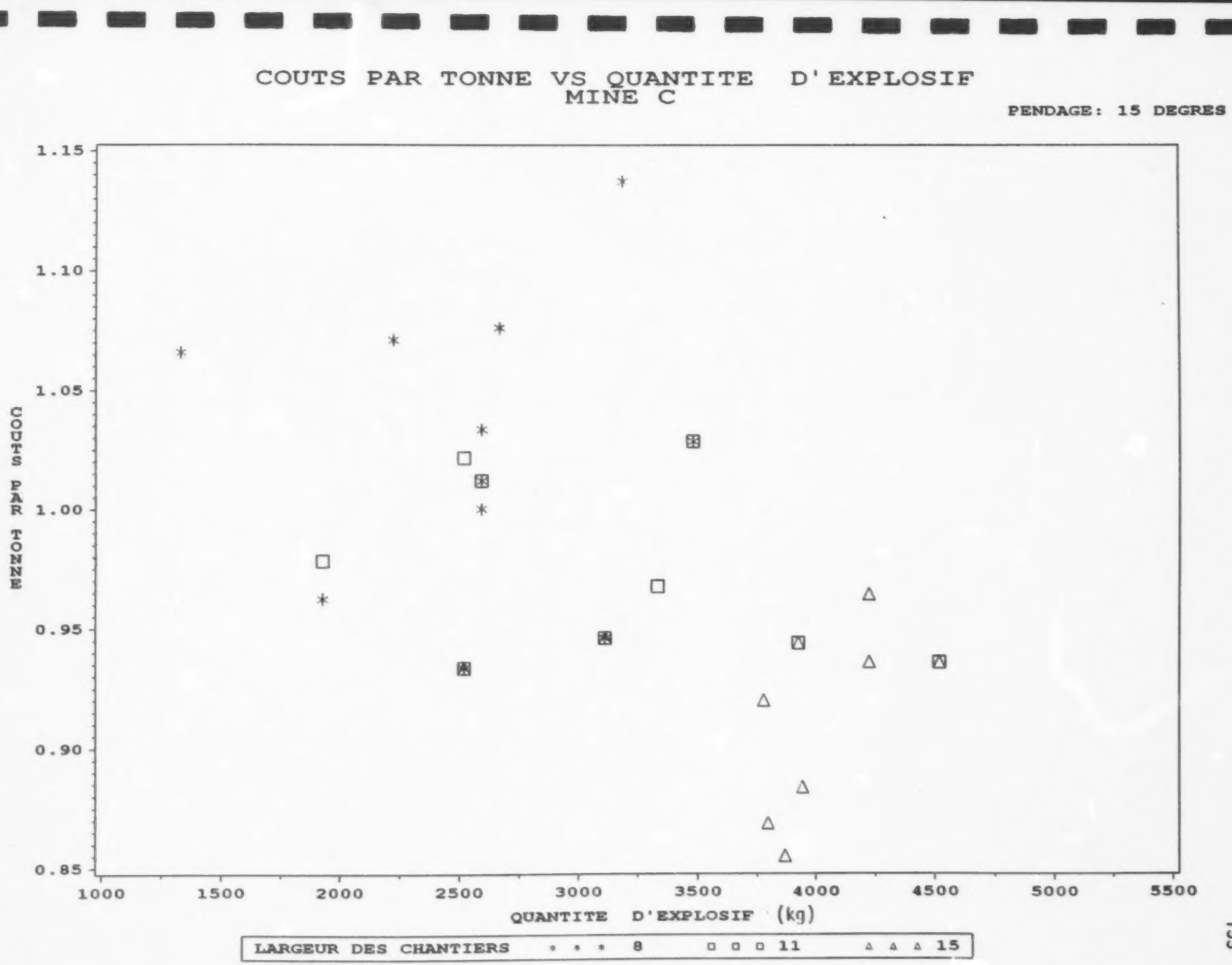

COUTS PAR TONNE VS QUANTITE D'EXPLOSIF
MINE C
PENDAGE: 15 DEGRES
COUTS PAR TONNE
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
1000
1500
2000
2500
3000
3500
4000
4500
5000
5500
QUANTITE D'EXPLOSIF (kg)
LARGEUR DES CHANTIERS * * * 8 □ □ □ 11 Δ Δ Δ 15

Figure H.12

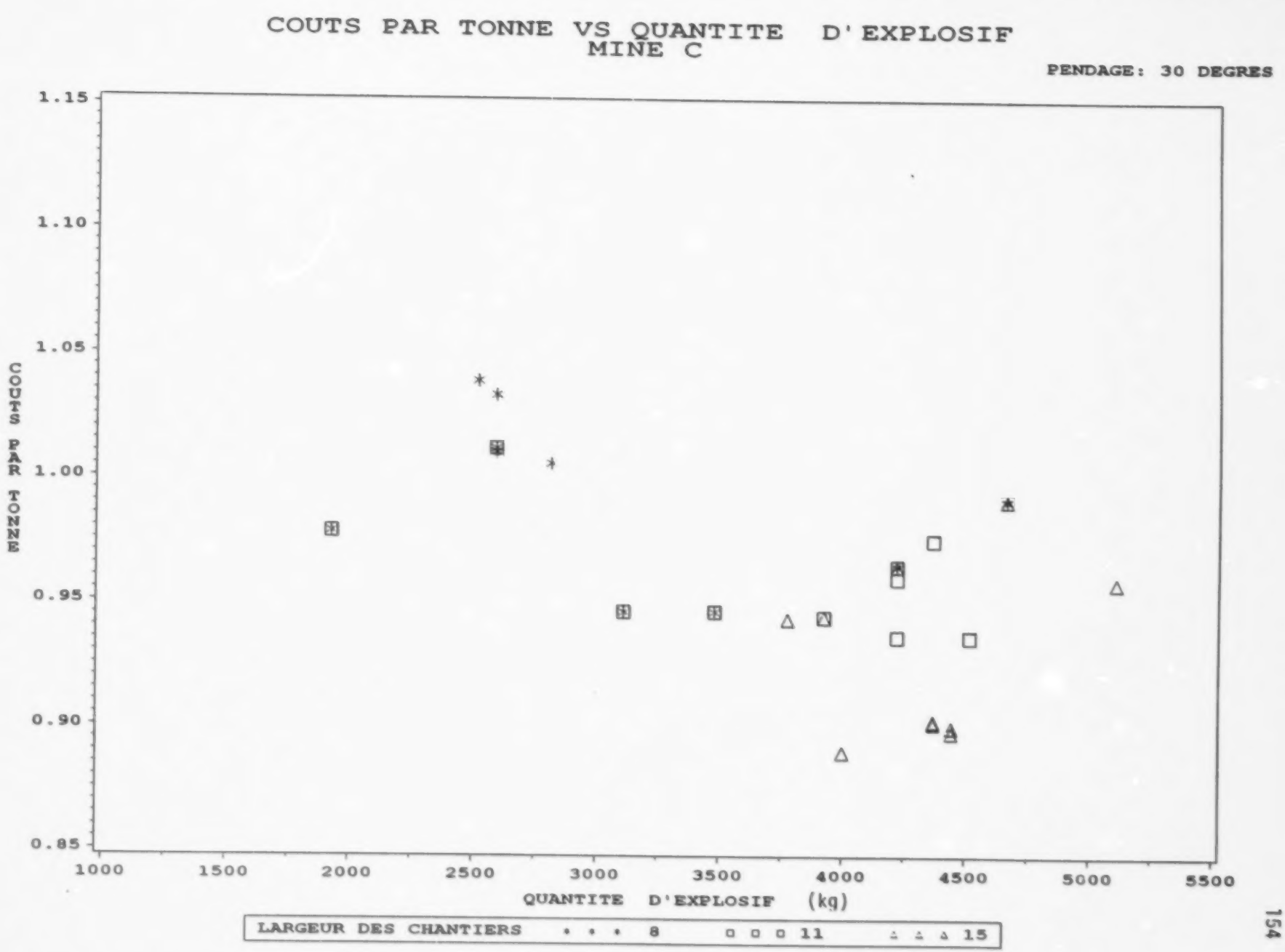

COUTS PAR TONNE VS QUANTITE D'EXPLOSIF
MINE C
PENDAGE: 30 DEGRES
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
COUTS PAR TONNE
1000
1500
2000
2500
3000
3500
4000
4500
5000
5500
QUANTITE D'EXPLOSIF (kg)
LARGEUR DES CHANTIERS * * * 8 □ □ □ 11 △ △ △ 15

Figure H.13

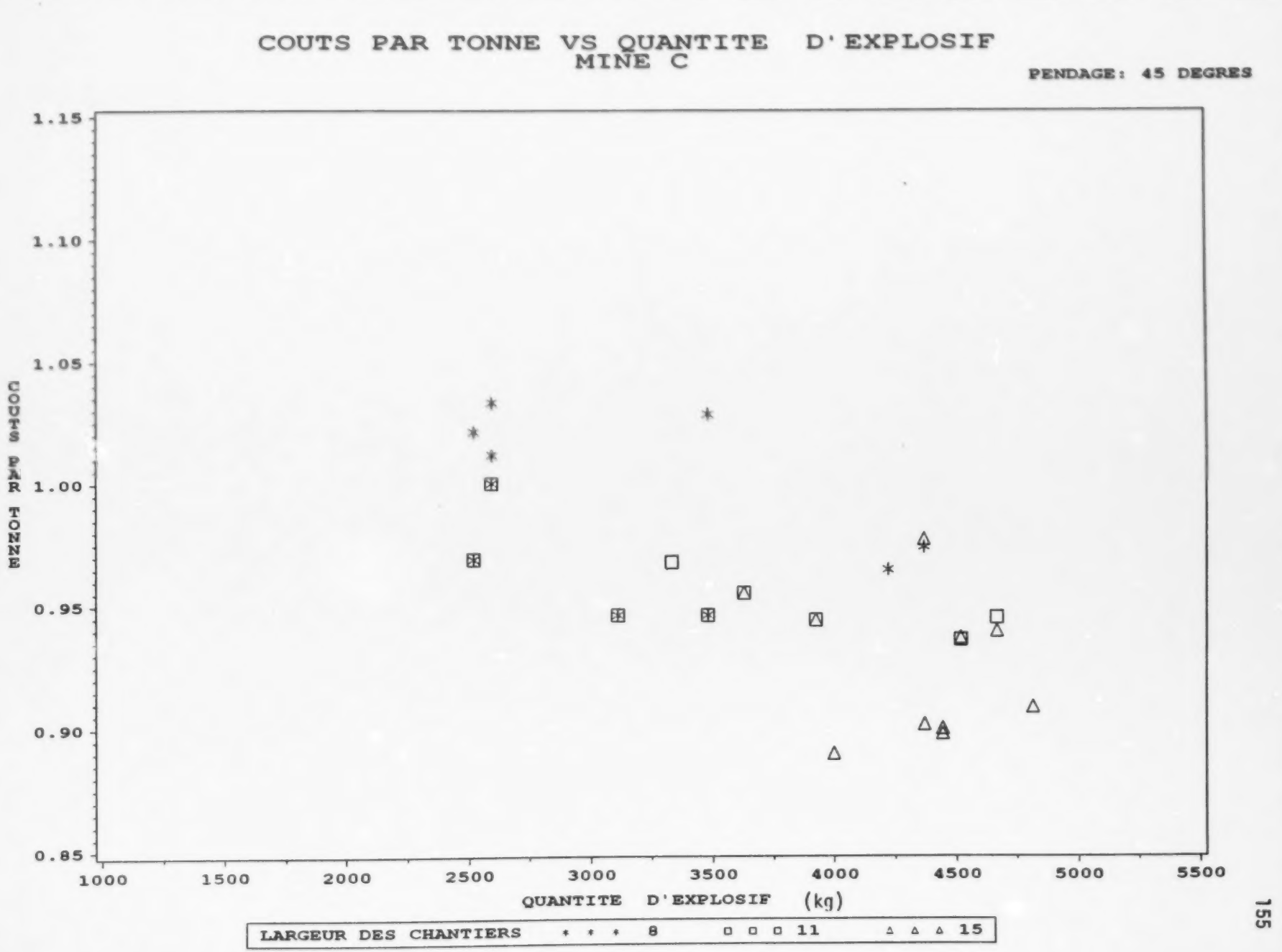

COUTS PAR TONNE VS QUANTITE D'EXPLOSIF
MINE C
PENDAGE: 45 DEGRES
COUTS PAR TONNE
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
1000
1500
2000
2500
3000
3500
4000
4500
5000
5500
QUANTITE D'EXPLOSIF (kg)
LARGEUR DES CHANTIERS * * * 8 □ □ □ 11 △ △ △ 15

Figure H.14

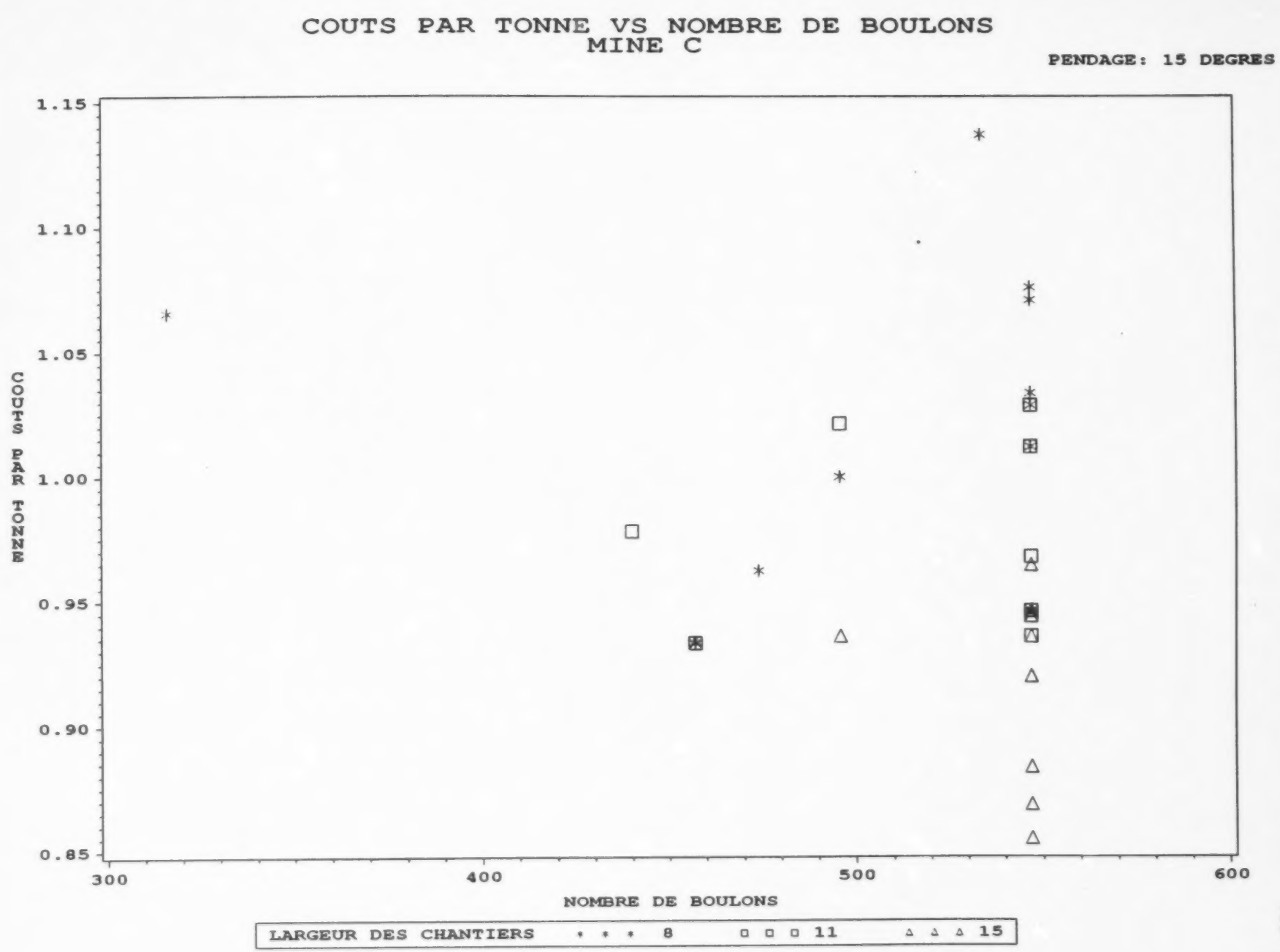

COUTS PAR TONNE VS NOMBRE DE BOULONS
MINE C
PENDAGE: 15 DEGRES
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
COUTS PAR TONNE
300
400
500
600
NOMBRE DE BOULONS
LARGEUR DES CHANTIERS * * * 8 □ □ □ 11 Δ Δ Δ 15

Figure H.15

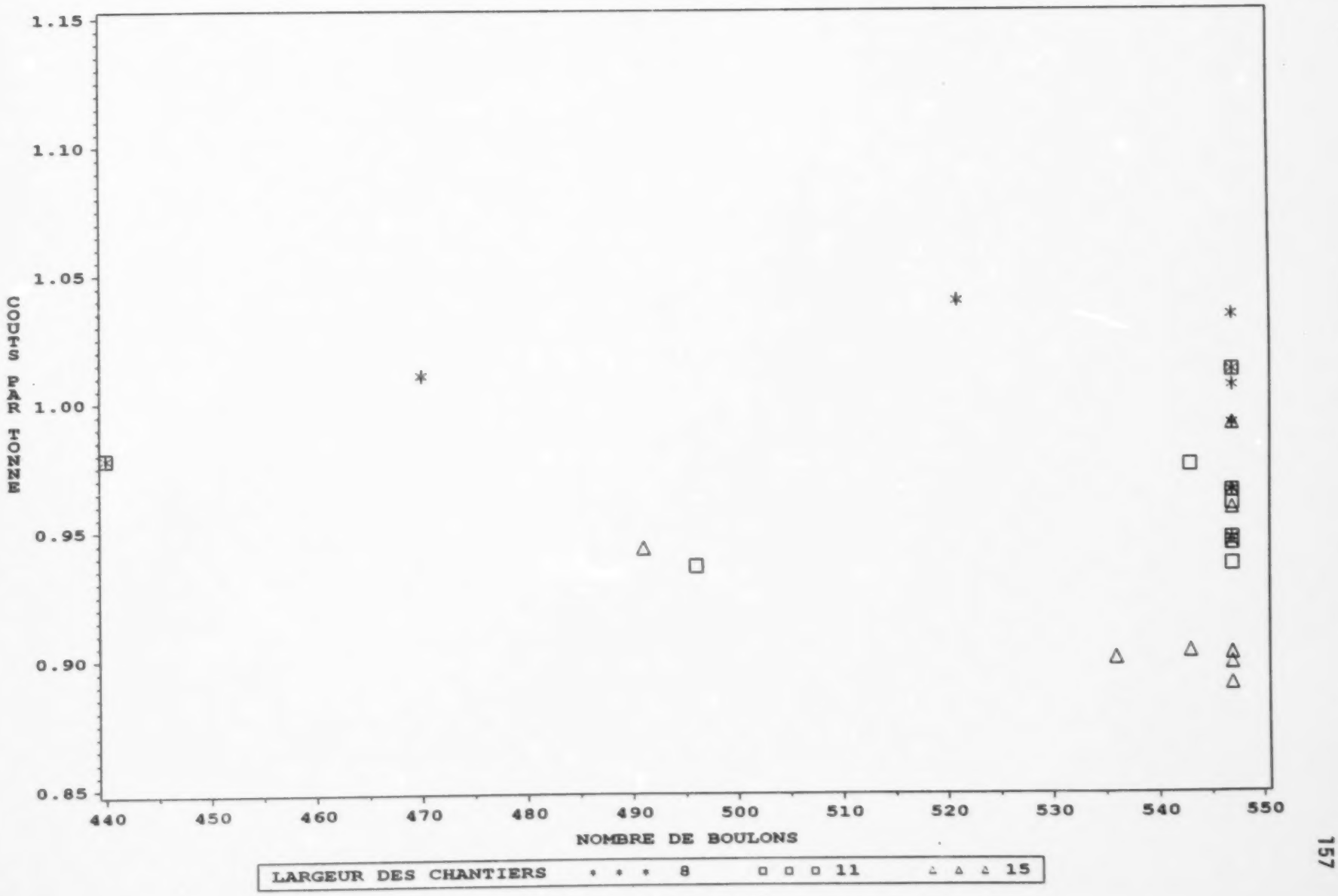

COUTS PAR TONNE VS NOMBRE DE BOULONS
MINE C
PENDAGE: 30 DEGRES
COUTS PAR TONNE
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
440
450
460
470
480
490
500
510
520
530
540
550
NOMBRE DE BOULONS
LARGEUR DES CHANTIERS * * * 8 □ □ □ 11 △ △ △ 15

Figure H.16

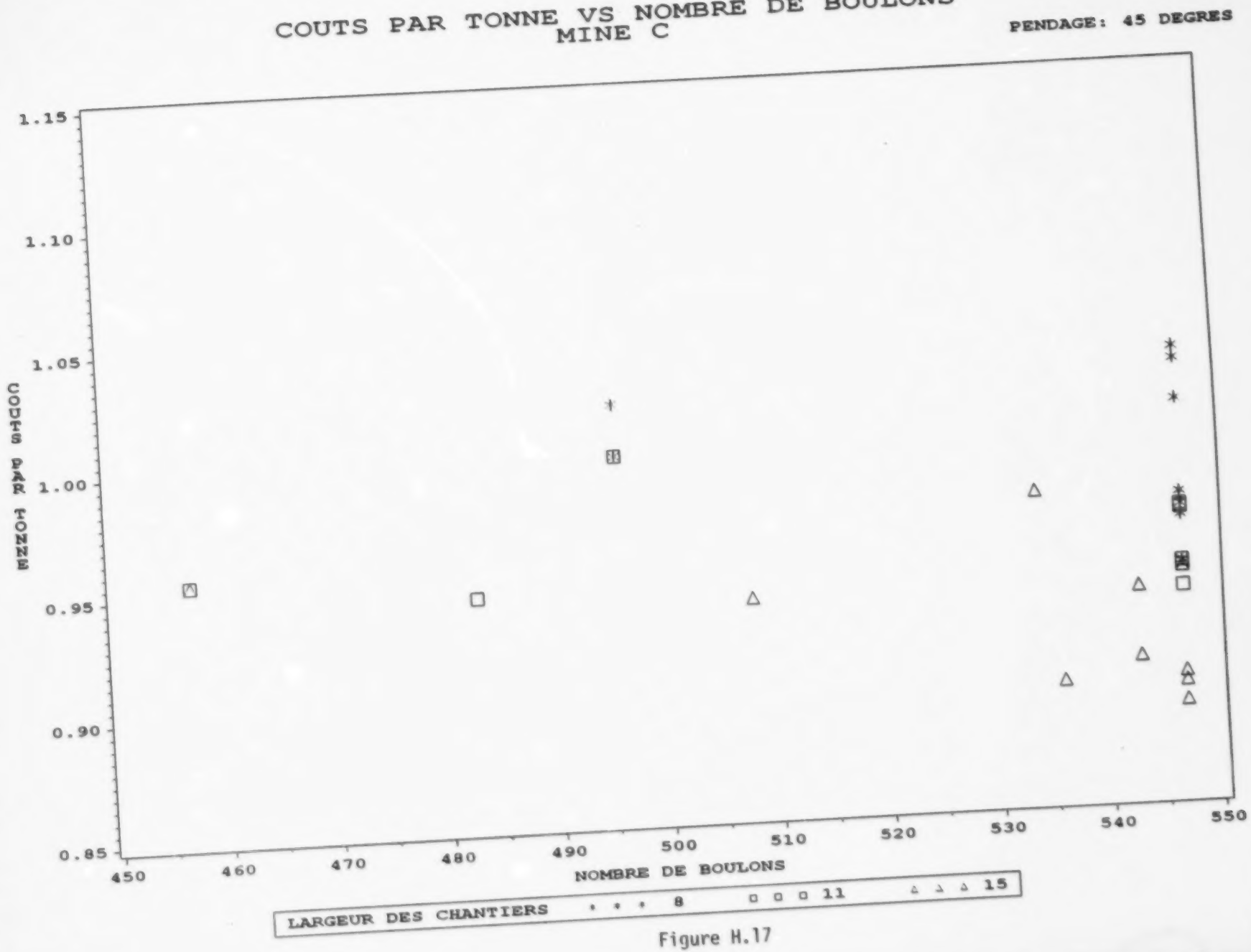

COUTS PAR TONNE VS NOMBRE DE BOULONS
MINE C
PENDAGE: 45 DEGRES
COUTS PAR TONNE
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
450
460
470
480
490
500
510
520
530
540
550
NOMBRE DE BOULONS
LARGEUR DES CHANTIERS
8
11
15

Figure H.17

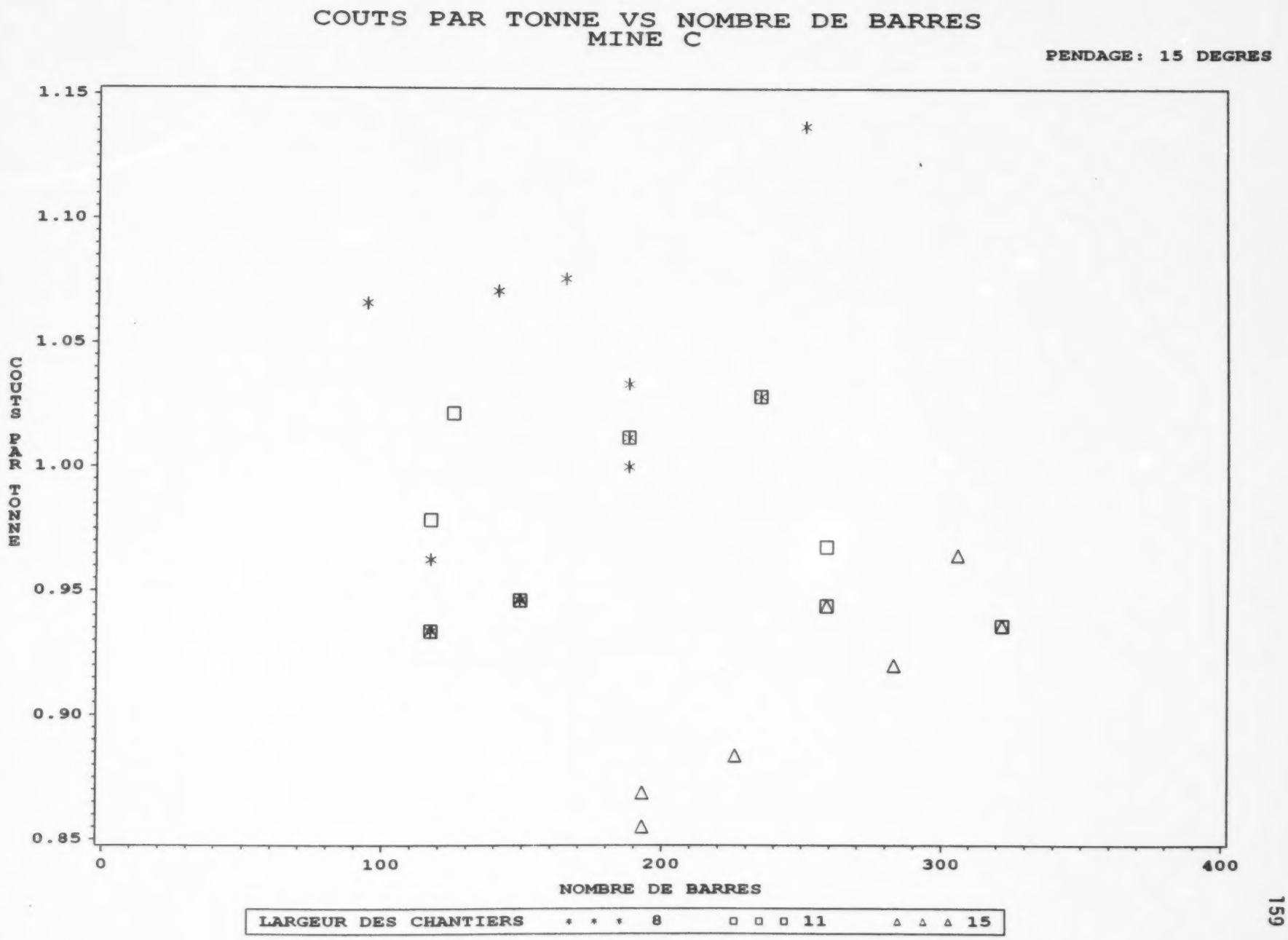

COUTS PAR TONNE VS NOMBRE DE BARRES
MINE C
PENDAGE: 15 DEGRES
COUTS PAR TONNE
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
0
100
200
300
400
NOMBRE DE BARRES
LARGEUR DES CHANTIERS * * * 8 □ □ □ 11 △ △ △ 15

Figure H.18

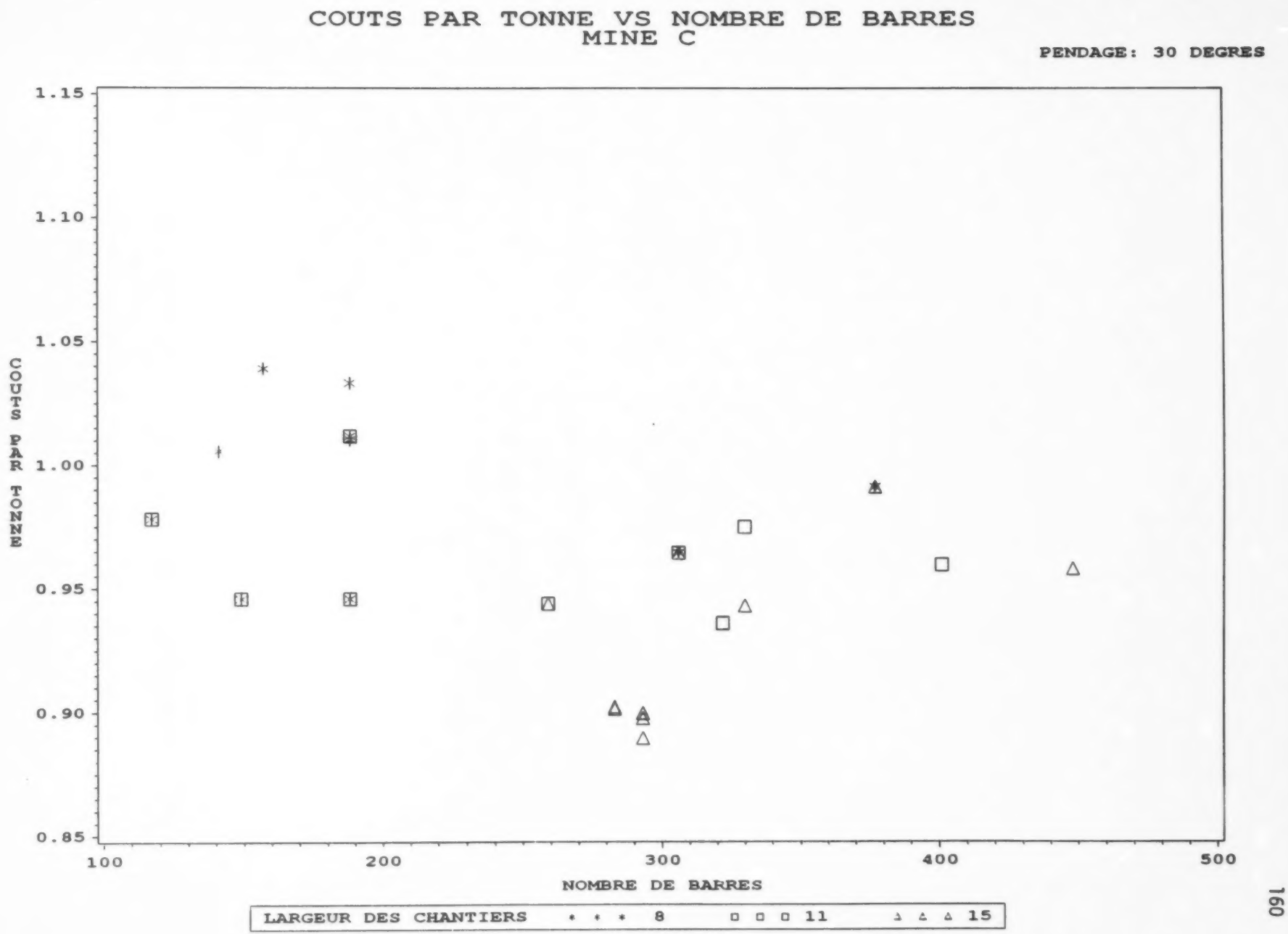

COUTS PAR TONNE VS NOMBRE DE BARRES
MINE C
PENDAGE: 30 DEGRES
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
COUTS PAR TONNE
100
200
300
400
500
NOMBRE DE BARRES
LARGEUR DES CHANTIERS * * * 8 □ □ □ 11 △ △ △ 15

Figure H.19

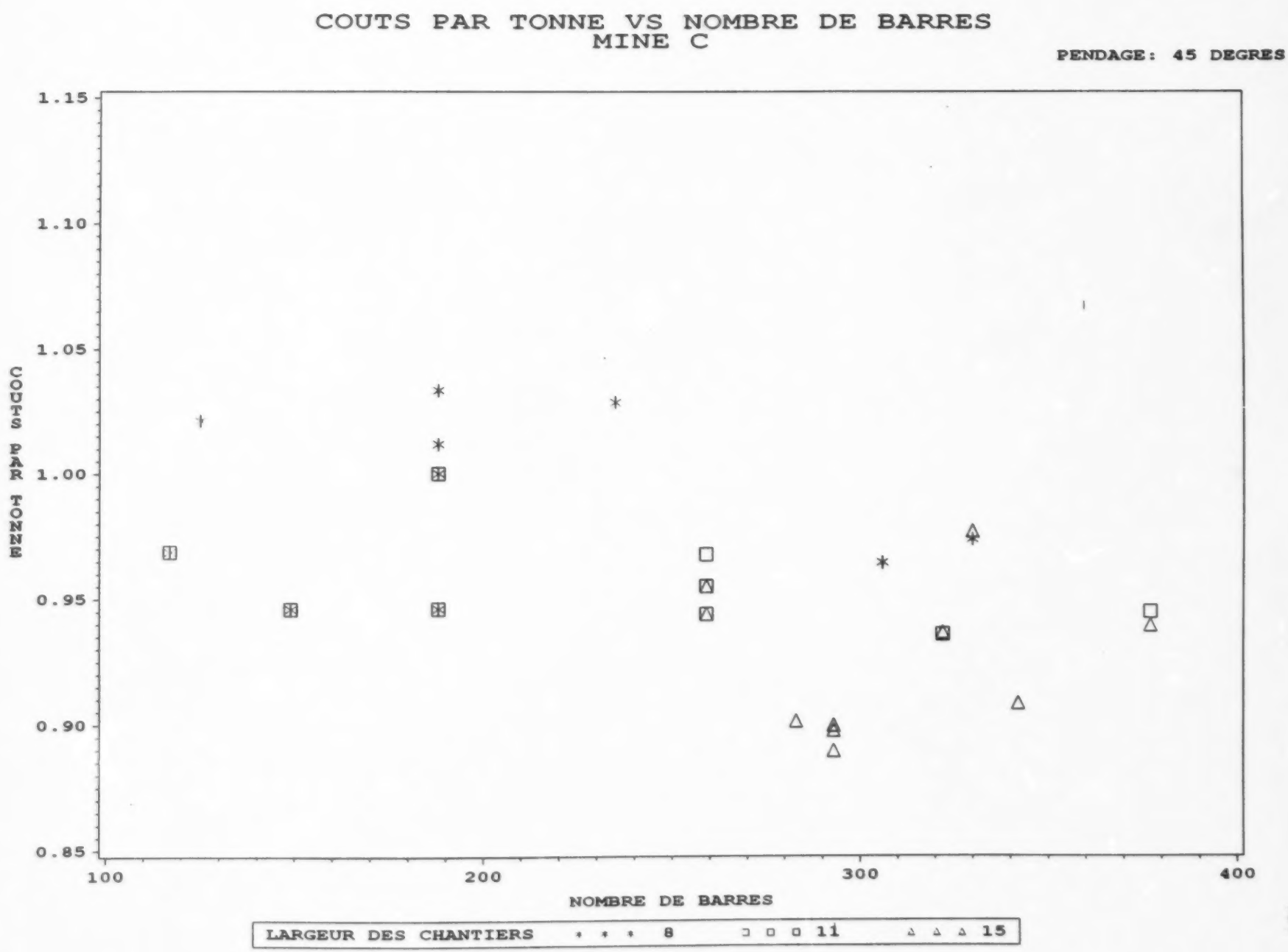

COUTS PAR TONNE VS NOMBRE DE BARRES
MINE C
PENDAGE: 45 DEGRES
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
COUTS PAR TONNE
100
200
300
400
NOMBRE DE BARRES
LARGEUR DES CHANTIERS * * * 8 □ □ □ 11 △ △ △ 15

Figure H.20

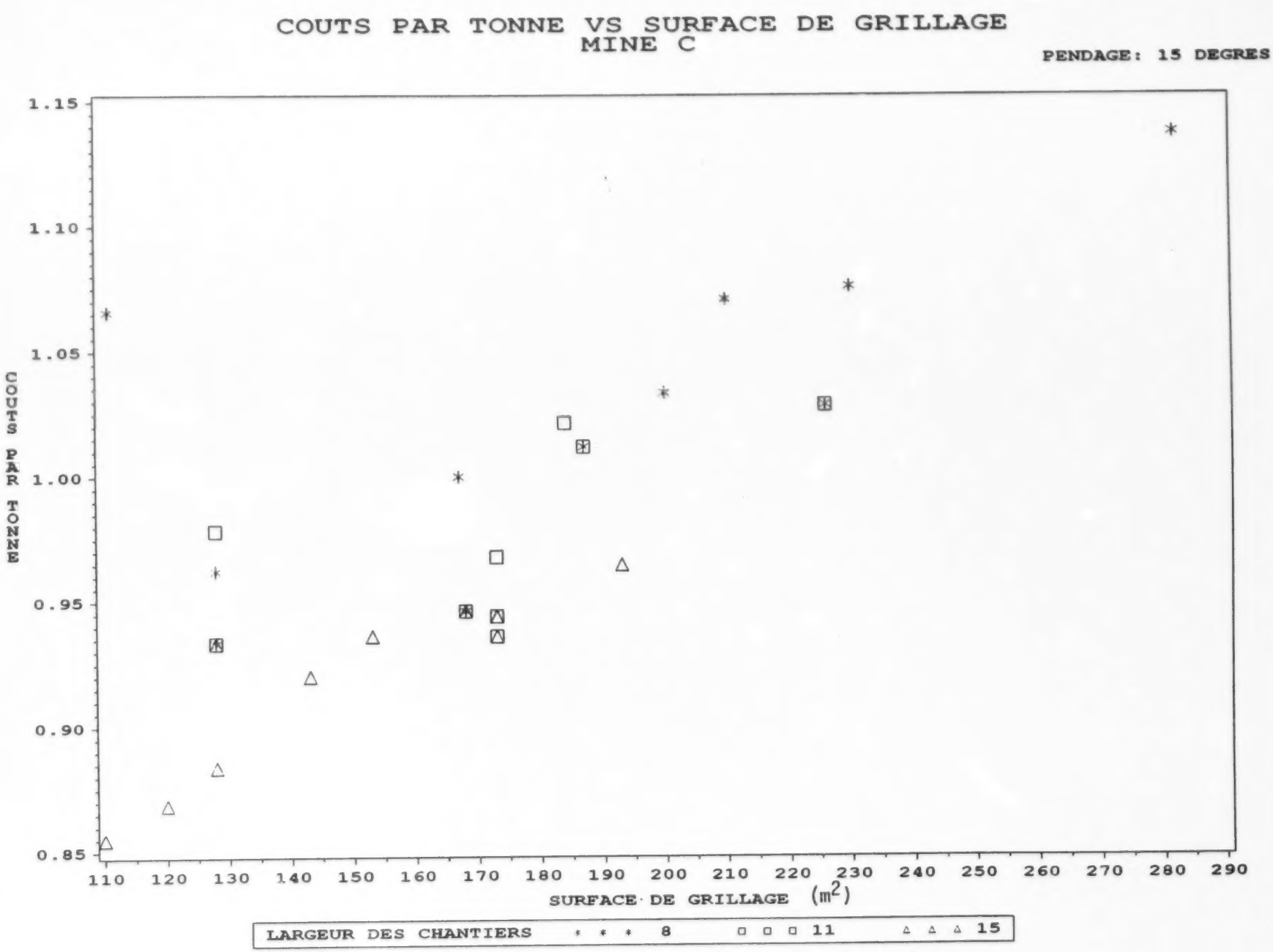

COUTS PAR TONNE VS SURFACE DE GRILLAGE
MINE C
PENDAGE: 15 DEGRES
COUTS PAR TONNE
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
110 120 130 140 150 160 170 180 190 200 210 220 230 240 250 260 270 280 290
SURFACE DE GRILLAGE (m2)
LARGEUR DES CHANTIERS * * * 8 □ □ □ 11 △ △ △ 15

Figure H.21

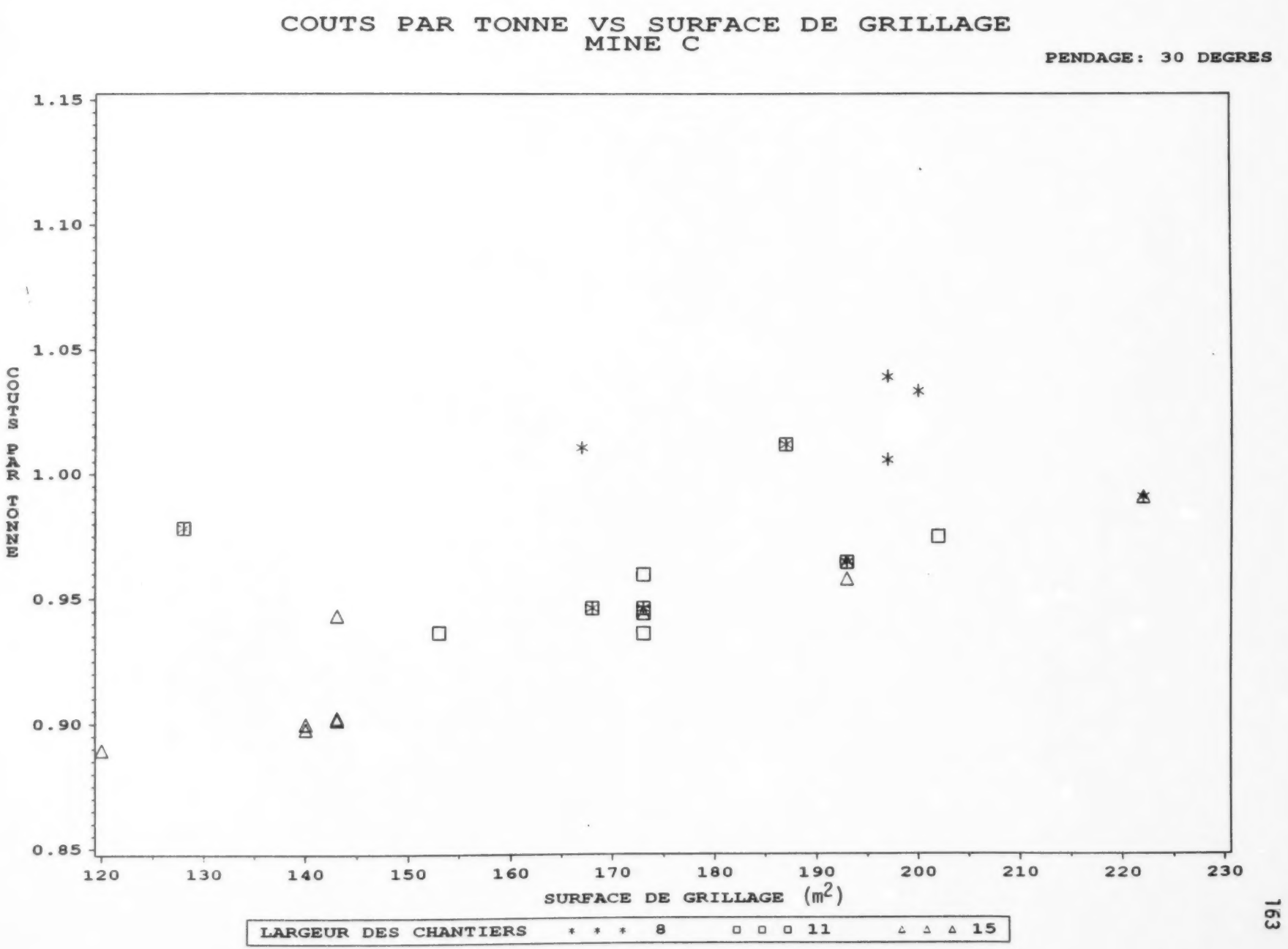

COUTS PAR TONNE VS SURFACE DE GRILLAGE
MINE C
PENDAGE: 30 DEGRES
COUTS PAR TONNE
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
120
130
140
150
160
170
180
190
200
210
220
230
SURFACE DE GRILLAGE (m2)
LARGEUR DES CHANTIERS * * * 8 □ □ □ 11 △ △ △ 15

Figure H.22

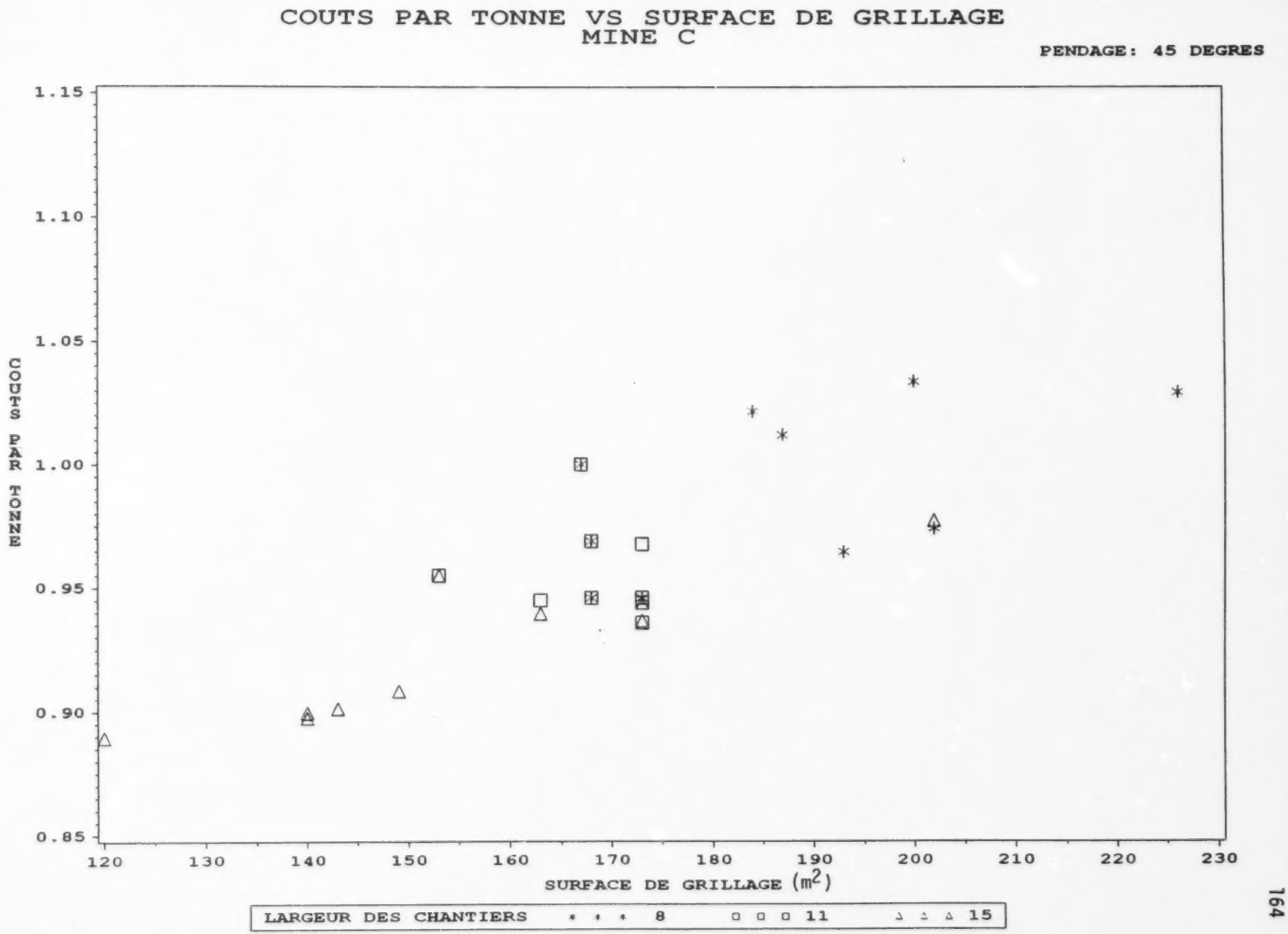

COUTS PAR TONNE VS SURFACE DE GRILLAGE
MINE C
PENDAGE: 45 DEGRES
COUTS PAR TONNE
1.15
1.10
1.05
1.00
0.95
0.90
0.85
120
130
140
150
160
170
180
190
200
210
220
230
SURFACE DE GRILLAGE (m2)
LARGEUR DES CHANTIERS * * * 8 □ □ □ 11 △ △ △ 15

Figure H.23

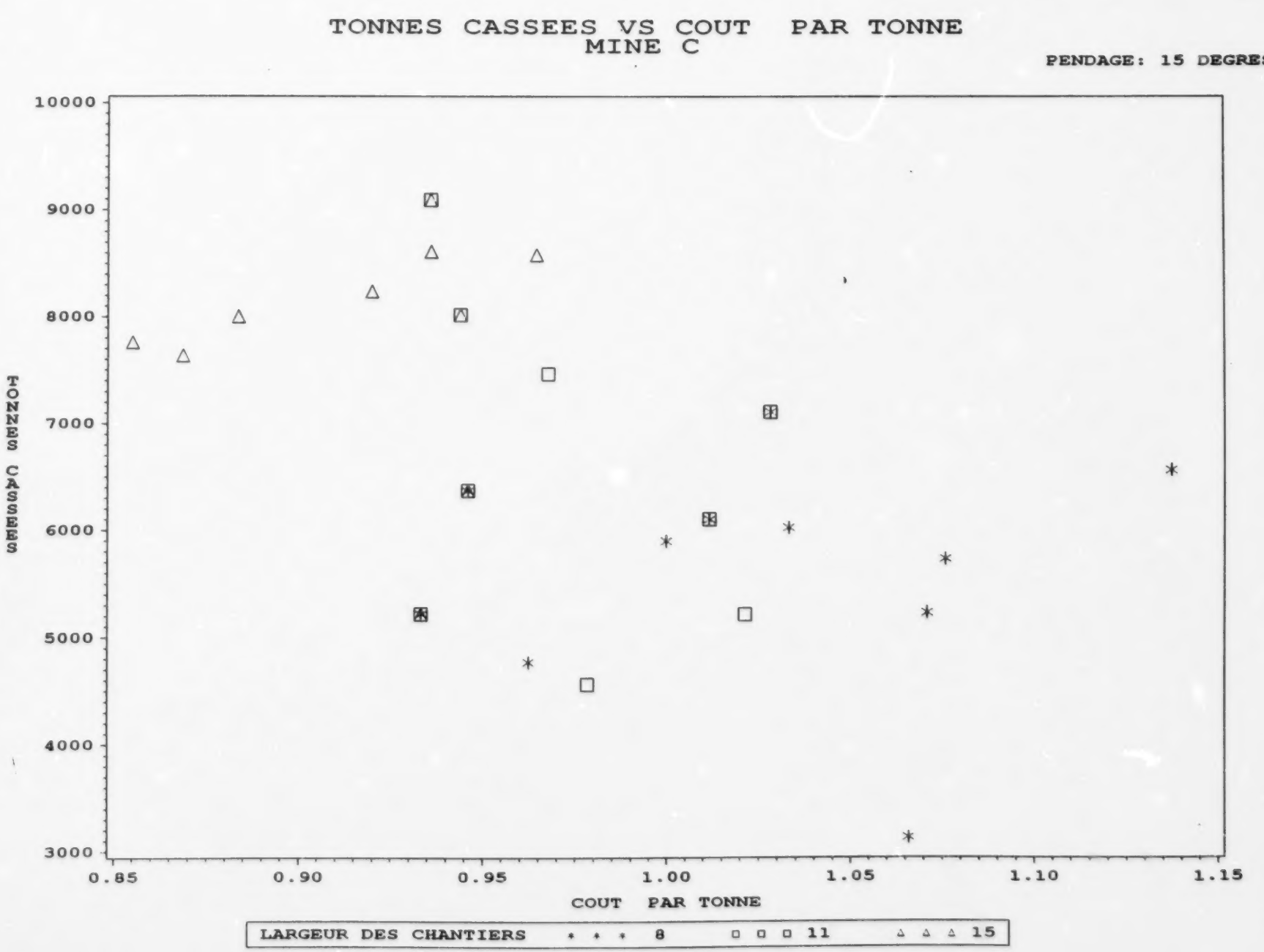

TONNES CASSEES VS COUT PAR TONNE
MINE C
PENDAGE: 15 DEGRES
TONNES CASSEES
10000
9000
8000
7000
6000
5000
4000
3000
0.85
0.90
0.95
1.00
1.05
1.10
1.15
COUT PAR TONNE
LARGEUR DES CHANTIERS * * * 8 □ □ □ 11 △ △ △ 15

Figure H.24

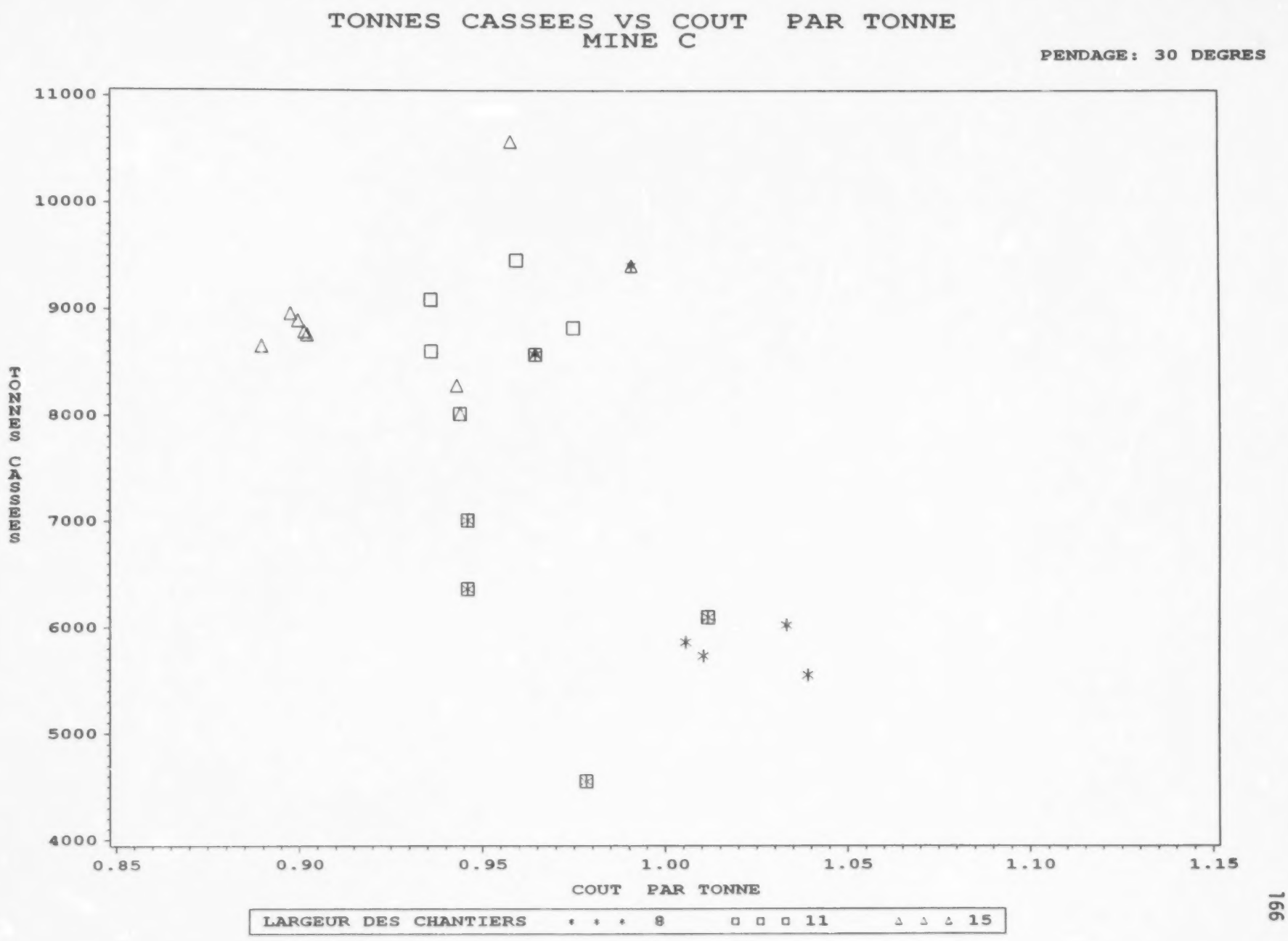

TONNES CASSEES VS COUT PAR TONNE
MINE C
PENDAGE: 30 DEGRES
11000
10000
9000
8000
7000
6000
5000
4000
TONNES CASSEES
0.85
0.90
0.95
1.00
1.05
1.10
1.15
COUT PAR TONNE
LARGEUR DES CHANTIERS * * * 8 □ □ □ 11 △ △ △ 15

Figure H.25

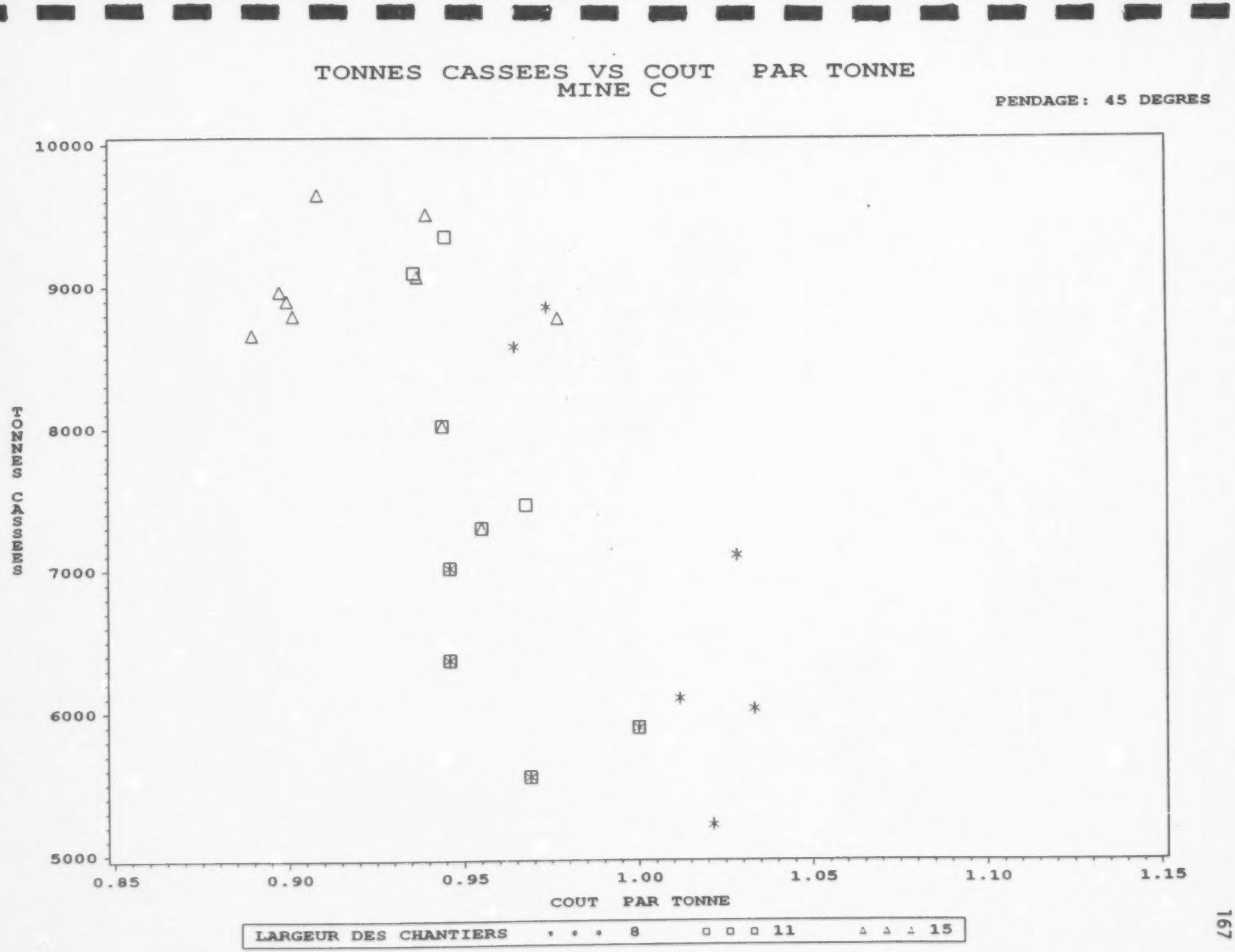

TONNES CASSEES VS COUT PAR TONNE
MINE C
PENDAGE: 45 DEGRES
10000
9000
8000
7000
6000
5000
TONNES CASSEES
0.85
0.90
0.95
1.00
1.05
1.10
1.15
COUT PAR TONNE
LARGEUR DES CHANTIERS * * * 8 □ □ □ 11 △ △ △ 15

Figure H.26